

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

**“EVALUACIÓN TÉCNICO-ECONÓMICA-ECOLÓGICA DE LOS
RESULTADOS DEL USO DE EMULSIONES GASIFICADAS
EN UNA MINA DE HIERRO”**

**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR
LUIS ALBERTO RUIZ DAMIAN**

**ASESOR
MBA. ING. VICTOR MANUEL HERNÁNDEZ DIAZ**

LIMA-PERU

2021

DEDICATORIA

A mis padres Antonia y Walter por su apoyo incondicional.

A mi hermano Jhonnatan por sus consejos y enseñanzas.

A mi esposa Paola que me ayudó a finalizar la presente tesis.

A mis jefes y colegas que me apoyaron en este proyecto.

AGRADECIMIENTO

A la escuela de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de Ingeniería por su sólida formación en los cinco años de estudio, a los docentes que con su experiencia y conocimiento que hasta el día de hoy me sigue dando las herramientas necesarias para desarrollarme profesionalmente en el rubro minero, a todos mis amigos con los que compartimos experiencias que nunca se olvidaran.

RESUMEN

La presente tesis trata acerca de mejorar la fragmentación en una mina de Hierro con el uso de la emulsión gasificada.

Para llegar a una mejora se analizaron diferentes escenarios y las principales variables que intervienen en el resultado de la fragmentación. Para esto se revisó algunos libros, trabajos técnicos de otras minas y recomendación de nuestros proveedores de accesorios de voladura, llegando a determinar el fuerte impacto que se tendría con el uso de la emulsión gasificada.

Se trabajó en la mejora de la fragmentación del mineral de hierro aplicando teorías de voladura en el incremento de la presión de detonación entregada por el explosivo relacionado directamente con la mayor velocidad de detonación que tiene la emulsión gasificada comparada con la emulsión matriz, modificación de la secuencia de salida y los tiempos entre filas, retardos electrónicos y cambio de mallas de perforación.

Las mejoras en el resultado de la voladura son una combinación entre las variables controlables (parámetros de diseño), para el presente estudio se hizo énfasis en la mayor VOD (Velocidad de detonación) que podía entregar la emulsión gasificada, sin embargo, también se hicieron modificaciones de otras variables, como la secuencia de salida, uso de detonadores electrónicos y otros que se detallarán en el desarrollo de la tesis.

ABSTRACT

This thesis deals with improving fragmentation in an iron mine with the use of gasified emulsion.

To get an improvement, different scenarios and the main variables that intervene in the result of fragmentation were analyzed. For this, I reviewed some books, technical works from other mines and recommendations from our blasting accessory suppliers, determining the strong impact that the use of gasified emulsion would have.

Work was done to improve the fragmentation of iron ore by applying blasting theories in the increase of the detonation pressure delivered by the explosive directly related to the higher detonation speed of the gasified emulsion compared to the matrix emulsion, modification of the start sequence and times between rows, electronic delays and change of perforation meshes.

The improvements in the blasting result are a combination of the controllable variables (design parameters), for the present study emphasis was placed on the higher VOD (Detonation Velocity) that the gasified emulsion could deliver, however, they were also made modifications of other variables, such as the starting sequence, use of electronic detonators and others that will be detailed in the development of the thesis.

ÍNDICE

RESUMEN.....	iv
ABSTRACT	v
ÍNDICE	vi
ÍNDICE DE TABLAS.....	x
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xii
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO I: PLAN DE INVESTIGACIÓN.....	3
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.1.1. Problema general	3
1.1.2. Características y Significado del Problema General	3
1.1.3. Problemas específicos.....	4
1.2. OBJETIVOS.....	4
1.2.1. Objetivo general	4
1.2.2. Objetivos específicos.....	4
1.3. HIPÓTESIS.....	5
1.3.1. Hipótesis general.....	5
1.3.2. Hipótesis específicas.....	5
1.4. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	6
1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	7
CAPITULO II: GENERALIDADES.....	8

2.1.	RESEÑA HISTÓRICA.....	8
2.2.	UBICACIÓN GEOGRÁFICA	13
2.3.	GEOLOGÍA.....	15
2.3.1.	Tipo de yacimiento	15
2.3.2.	Principales controles de la mineralización	16
2.3.3.	Principales características de los cuerpos mineralizados: anchos, longitudes, buzamientos, etc.....	18
2.3.4.	Principales tipos de mineral de hierro; magnetita, hematita	20
2.3.5.	Efectos de intemperismo	21
2.3.6.	Reservas probadas, probables y potenciales de cada tipo de mineral y leyes promedio	23
2.3.7.	Breve explicación de las zonas identificadas por hierro y por cobre ..	25
2.4.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	26
2.5.	PROCESOS OPERATIVOS DE MINADO.....	27
2.5.1.	Perforación.....	28
2.5.2.	Voladura	31
2.5.3.	Carguío	35
2.5.4.	Acarreo.....	36
CAPITULO III: MARCO TEÓRICO		38
3.1.	EXPLOSIVOS.....	38
3.2.	AGENTES DE VOLADURA	39
3.2.1.	ANFO.....	40

3.2.2. Emulsión Matriz	40
3.2.3. ANFO Pesado.....	40
3.2.4. ANFO Pesado Gasificado	41
3.3. ACCESORIOS DE VOLADURA	44
3.4 ETAPAS DEL PROCESO DE FRAGMENTACION DE LA ROCA POR LA DETONACIÓN DE UNA MEC.....	45
3.4.1. Fracturas Radiales (Brisance).....	46
3.4.2. Empuje hacia adelante (heave).....	46
3.4.3. Fragmentación	47
3.5. MEJORA DE LA FRAGMENTACION.....	50
3.6. CONTROL DE LA FRAGMENTACION	52
3.7. MEDICIÓN DE RESULTADOS	53
3.8. TIPO DE SECUENCIAMIENTO	54
3.9. FULMINANTES ELECTRÓNICOS.....	60
3.10. BALANCE DE OXÍGENO.....	64
3.11. REACCIÓN QUÍMICA DE LA EMULSIÓN GASIFICADA	66
CAPITULO IV: CÁLCULOS Y APLICACIONES.....	68
4.1. LÍNEA BASE	68
4.1.1. Mina 2 Disparo 2N-641 #12.....	68
4.1.2. Mina 4 Disparo 4O-629 #09.....	75
4.2. PRUEBAS.....	82
4.2.1. Primera Prueba	82

4.2.2.	Segunda Prueba.....	91
4.2.3.	Tercera Prueba.....	98
4.2.4.	Cuarta Prueba	105
4.3.	ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	113
4.3.1.	Resultados de Fragmentación.....	113
4.3.2.	Resultados de VOD y Presión de Detonación	115
4.3.3.	Resultados de Costos de Perforación y Voladura.....	117
	CONCLUSIONES.....	120
	RECOMENDACIONES.....	121
	BIBLIOGRAFÍA.....	122

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2,1 Precio de venta y compromiso de inversión	12
Tabla 2,2 Geometría de los cuerpos mineralizados	20
Tabla 2,3 Cantidad de reservas y ley promedio por mina	26
Tabla 2,4 Flota de equipos de perforación primaria en Shougang Hierro Perú S.A.A	29
Tabla 2,5 Mallas de Perforación para taladros de producción para diferentes tipos de material.....	30
Tabla 2,6 Mallas de Perforación para voladura controlada para diferentes tipos de material.....	31
Tabla 2,7 Flota de equipos de carguío en Shougang Hierro Perú S.A.A.....	36
Tabla 2,8 Flota de camiones mineros en Shougang Hierro Perú S.A.A	37
Tabla 3,1 Características de los agentes de voladura con emulsión matriz usados en Shougang Hierro Perú S.A.A	41
Tabla 3,2 Accesorios de voladura y sus aplicaciones.	44
Tabla 3,3 Calores de formación y balance de oxígeno de la emulsión gasificada ...	64
Tabla 3,4 Balance de oxígeno	65
Tabla 3,5 Balance de oxígeno de la emulsión y calores de explosión para diferentes proporciones de los componentes	65
Tabla 4,1 Parámetros de perforación y voladura	68
Tabla 4,2 Control de densidades en el terreno	70
Tabla 4,3 Producción horaria de la pala en la línea base 1	74
Tabla 4,4 Parámetros de perforación y voladura	75
Tabla 4,5 Control de densidades en la mina	77
Tabla 4,6 Producción horaria de la pala en la línea base 2.....	80

Tabla 4,7 Parámetros de perforación y voladura	82
Tabla 4,8 Medición de densidades para el proyecto 4O-629 #11.....	86
Tabla 4,9 Producción horaria de la pala en la prueba 1	89
Tabla 4,10 Parámetros de perforación y voladura.....	91
Tabla 4,11 Medición de densidades para el proyecto 4P-617 #02	93
Tabla 4,12 Producción horaria de la pala en la prueba 2	97
Tabla 4,13 Parámetros de perforación y voladura.....	99
Tabla 4,14 Medición de densidades para el proyecto 4P-617 #03	101
Tabla 4,15 Producción horaria de la pala en la prueba 3	104
Tabla 4,16 Parámetros de perforación y voladura.....	106
Tabla 4,17 Medición de densidades para el proyecto 4P-617 #05	109
Tabla 4,18 Producción horaria de la pala en la prueba 4	112

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1,1 Ciclo de mejora continua DMAIC	7
Figura 2,1 Mapa de localización del distrito minero de Marcona.	14
Figura 2,2 Operaciones mineras unitarias.....	27
Figura 2,3 Perfil de un taladro cargado con HA55, se aprecia una carga para una zona de mineral.	33
Figura 2,4 Secuencia de salida tradicional para los disparos de producción, donde el inicio es en la cresta y el tiempo entre filas no varía.	33
Figura 3,1 Clasificación general de los explosivos	39
Figura 3,2 Esquema general donde se muestra un taladro cargado HA55 con emulsión matriz y otro con emulsión gasificada.	42
Figura 3,3 Sensibilización química por la generación de burbujas de nitrógeno	43
Figura 3,4 Propagación de las ondas en el proceso de voladura Fuente: ISEE.	48
Figura 3,5 Movimiento del macizo rocoso durante el proceso de voladura	49
Figura 3,6 Combinación de las etapas del proceso de fragmentación de la roca por la voladura	49
Figura 3,7 Proceso de fragmentación de la roca.....	50
Figura 3,8 Fragmentación obtenida en ensayos a pequeña escala con bloques de granito con tiempo de retardo entre taladros variable.	57
Figura 3,9 Línea de tendencia de la fragmentación vs. retardo entre taladros	59
Figura 3,10 Típicas curvas de distribución de tiempos de detonación para retardos pirotécnicos y electrónicos.	62
Figura 3,11 Efecto del balance de oxígeno en el calor de explosión y el volumen de gases teóricos	66

Figura 4,1 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro Fuente: Elaboración propia.	69
Figura 4,2 Conexión y secuencia de voladura de la Línea base 1	70
Figura 4,3 Velocidad de detonación en la Línea base 1 Fuente: Asistencia técnica FAMESA.....	71
Figura 4,4 Resultados de fragmentación Línea base 1 Fuente: Elaboración propia.	72
Figura 4,5 Resultados de fragmentación Línea base 1 Fuente: Elaboración propia.	73
Figura 4,6 Distribución granulométrica y P80 en la Línea base 1.....	73
Figura 4,7 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la línea base 1	74
Figura 4,8 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro.	76
Figura 4,9 Conexión y secuencia de voladura de la Línea base 2. Fuente: Elaboración propia.....	76
Figura 4,10 Velocidad de detonación en la Línea base 2.....	77
Figura 4,11 Resultados de fragmentación Línea base 2 Fuente: Elaboración propia.	79
Figura 4,12 Resultados de fragmentación Línea base 2 Fuente: Elaboración propia.	79
Figura 4,13 Distribución granulométrica y P80 en la Línea base 2.....	80
Figura 4,14 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la línea base 2.	81
Figura 4,15 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro Fuente: Elaboración propia.	83
Figura 4,16 Conexión y secuencia de voladura de la Prueba 1.....	84

Figura 4,17 Toma de densidad en el proceso de gasificación.....	85
Figura 4,18 Cambio de la densidad en el tiempo durante la gasificación Prueba 1.	86
Figura 4,19 Velocidad de detonación en la Prueba 1	87
Figura 4,20 Resultados de fragmentación en la Prueba 1 Fuente: Elaboración propia.	88
Figura 4,21 Resultados de fragmentación en la Prueba 1 Fuente: Elaboración propia.	88
Figura 4,22 Curva granulométrica y P80 de la Prueba 1. Fuente: Elaboración propia.	89
Figura 4,23 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la prueba 1	90
Figura 4,24 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro Fuente: Elaboración propia.	92
Figura 4,25 Conexión y secuencia de voladura de la Prueba 2.....	93
Figura 4,26 Cambio de la densidad en el tiempo durante la gasificación Prueba 2.	94
Figura 4,27 Velocidad de detonación en la Prueba 2.....	94
Figura 4,28 Resultados de fragmentación en la Prueba 2 Fuente: Elaboración propia.	96
Figura 4,29 Resultados de fragmentación en la Prueba 2 Fuente: Elaboración propia.	96
Figura 4,30 Curva granulométrica y P80 de la Prueba 2.....	97
Figura 4,31 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la prueba 2.....	98
Figura 4,32 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro	99
Figura 4,33 Conexión y secuencia de voladura de la Prueba 3.....	100

Figura 4,34 Cambio de la densidad en el tiempo durante la gasificación Prueba 3.	101
Figura 4,35 Velocidad de detonación en la Prueba 3.....	102
Figura 4,36 Resultados de fragmentación en la Prueba 3.....	103
Figura 4,37 Resultados de fragmentación en la Prueba 3.....	103
Figura 4,38 Curva granulométrica de la Prueba 3.....	104
Figura 4,39 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la prueba 3.....	105
Figura 4,40 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro	107
Figura 4,41 Conexión y secuencia de voladura de la Prueba 4.....	108
Figura 4,42 Cambio de la densidad en el tiempo durante la gasificación Prueba 4	109
Figura 4,43 Velocidad de detonación en la Prueba 4.....	110
Figura 4,44 Resultados de fragmentación de la prueba 4.....	111
Figura 4,45 Resultados de fragmentación de la prueba 4.....	111
Figura 4,46 Curva granulométrica de la Prueba 4.....	112
Figura 4,47 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la prueba 4.....	113
Figura 4,48 Comparación de la distribución granulométrica de la línea base y las 4 pruebas	114
Figura 4,49 Comparación del P80 y el factor de carga de la línea base y las 4 pruebas	115
Figura 4,50 Comparación del P80, VOD y la presión de detonación de la línea base y las 4 pruebas	116
Figura 4,51 Comparación del P80, costo de perforación y costo de voladura de la línea base y las 4 pruebas	117

Figura 4,52 Comparación del P80, producción horaria de pala de la línea base y las
4 pruebas119

INTRODUCCIÓN

El mejoramiento de la fragmentación obtenida de la voladura influye directamente en la performance de los procesos operativos siguientes, esto con miras a una reducción global de los costos de minado cobra una gran importancia en el contexto económico actual, en donde la desaceleración de los principales mercados mundiales ha influenciado en la reducción de la demanda de los principales metales, que incluye también al Hierro. Todo esto trae como consecuencia la reducción del precio de este metal usado principalmente en la fabricación del acero.

Debido a la gran baja que sufrió el precio del Hierro la Gerencia de Producción dispuso que se analice los principales procesos para plantear mejoras con miras a la reducción de costos operativos. Dentro del análisis se pudo determinar la baja del performance de los equipos de carguío, acarreo y la planta de chancado primario y secundario, dicha baja se asoció al aumento del P80 obtenido de la voladura del mineral, por lo cual se empezó a trabajar en la modificación de los diseños de perforación y voladura para conseguir la reducción del P80.

El mineral de Hierro de mayor importancia es la Magnetita, que proviene de los 4 Tajos en Operación, a pesar de ser el mismo mineral, este se clasifica en base

a la ley de Hierro y el contenido de impurezas, los cuales influyen en gran medida en el rendimiento de la perforación por el incremento de su resistencia y por ende en el resultado de la fragmentación. Se consideró como línea base la reducción del P80, el cual tuvo como objetivo llegar a 10”.

En el proyecto realizado se ha estudiado los diferentes escenarios que conducen hacia el mejoramiento de la fragmentación en una mina de Hierro, para esto hicieron cambios en las variables controlables principales que influyen en la Perforación y Voladura, cuyo costo fue aumentando según se realizaban las pruebas. El estudio sirvió para mejorar la fragmentación en todos los casos y en diferente medida por la complicada geología de los yacimientos de Marcona.

CAPÍTULO I

PLAN DE INVESTIGACIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1.1. Problema general

¿Se puede obtener ventajas técnicas, económicas, operativas y ecológicas cambiando la emulsión matriz a la emulsión gasificada para las voladuras en roca dura?

1.1.2. Características y Significado del Problema General

Los problemas de fragmentación en roca dura hacen necesario hacer pruebas con otras mezclas explosivas disponibles en el mercado, y que ofrezcan ventajas técnicas, económicas y operativas para obtener una mayor VOD y por lo tanto una mayor presión de detonación, esto beneficia en la fragmentación de rocas duras. La emulsión gasificada ofrece estas propiedades mejores que la emulsión matriz usada tradicionalmente. Se puede incrementar la altura de carga sin incrementar el consumo de kilos de mezcla explosiva comercial por la gasificación,

esto ayuda a una mejor distribución de la energía. dado que la VOD medida puede ser mayor hasta en un 10% (dato ofrecido por el proveedor).

1.1.3. Problemas específicos

- La fragmentación obtenida por el uso de emulsión matriz en las voladuras de roca dura es mayor o igual a un P80 de 15 pulgadas.
- La VOD obtenida en las mediciones de campo para un heavy ANFO 55 (HA55) alcanza un máximo de 5400 mt/seg,
- La secuencia de salida de la voladura usada no genera una buena fragmentación por tener un burden efectivo igual al burden de diseño de perforación.

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. Objetivo general

Determinar las ventajas técnicas, económicas, operativas y ecológicas que se puede obtener por el uso de emulsión gasificada vs la emulsión matriz que se usa actualmente.

1.2.2. Objetivos específicos

- Determinar un P80 igual o menor a 10 pulgadas con el uso de emulsión gasificada.

- Incrementar la VOD mayor a 5,400 mt/seg en una MEC de heavy ANFO 55 utilizando la emulsión gasificada para poder tener una mayor presión de detonación, esto debido a que son directamente proporcionales.
- Modificar la secuencia de salida de la voladura para que el burden efectivo sea menor que el burden de diseño, de esta forma conseguir que las ondas compresivas generadas al momento de la detonación de la MEC se reflejen con mayor intensidad y mejoren la fragmentación.

1.3. HIPÓTESIS

1.3.1. Hipótesis general

El uso de emulsión Gasificada, permite obtener ventajas técnicas, económicas y operativas en comparación a la emulsión matriz al mejorar la distribución en la columna explosiva, aumentar la VOD y aumentar la presión de detonación.

1.3.2. Hipótesis específicas

- El uso de la emulsión gasificada permite obtener un P80 menor a 15 pulgadas por las ventajas técnico- económicas y operativas respecto a la emulsión matriz.

- El uso de emulsión gasificada permite alcanzar una VOD mayor a 5400 mt/seg, esto permitirá incrementar la presión de detonación al ser directamente proporcionales.
- La secuencia de salida tiene gran influencia para alcanzar un burden efectivo menor que el burden de diseño, para de esta manera lograr que las ondas compresivas se reflejen con mayor intensidad en el desarrollo de la detonación.

1.4. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

El método de trabajo de basa en el ciclo de mejora continua DMAIC (Definir, Medir, Analizar, Implementar y Controlar), para lo cual inicialmente se identificó el problema principal (mala fragmentación), para luego elaborar una línea base teniendo en cuenta los diseños de perforación y voladura tradicionales, y finalmente plantear nuevos diseños teniendo en cuenta experiencias en otras minas con el uso de la emulsión gasificada. Definido el nuevo diseño se procedió a ejecutarlo en los disparos según el programa de Planeamiento Mina para las pruebas de campo. Una vez ejecutados los nuevos diseños de perforación y voladura, se procedió a la medición de la variable principal (fragmentación) a través de la técnica de análisis por fotografías para verificar la eficiencia del nuevo diseño.

En base a los resultados obtenidos se procedió a estandarizar y/o modificar los nuevos diseños de perforación y voladura según lo medido. Definidos los nuevos diseños se tomaron las medidas de control necesarias para que los resultados

positivos perduren en el tiempo. A continuación, se presenta la formulación del plan de trabajo desarrollado en la presente tesis.

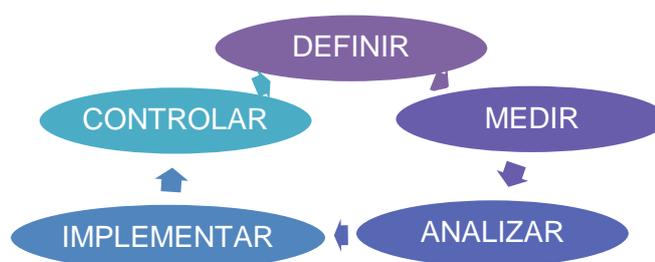


Figura 0,1 Ciclo de mejora continua DMAIC

Fuente: Elaboración propia.

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de investigación se justifica en la importancia que tiene la fragmentación como resultado de la voladura dentro de todo el proceso productivo de mina. Desde el punto de vista operativo esta investigación se justifica en que, si se tiene una fragmentación buena, se asegura la eficiencia de los procesos productivos siguientes, desde el carguío, hasta la molienda. Desde el punto de vista económico esta investigación se justifica en que con una buena fragmentación aún se aumente el costo de perforación y voladura el costo global de minado puede bajar significativamente (\$/tm).

CAPITULO II

GENERALIDADES

2.1. RESEÑA HISTÓRICA

La presencia de Hierro cerca de Marcona fue probablemente conocida desde hace siglos. La alfarería de la civilización Nazca (1500-1700 A.C.) es distinta y única dentro de los artefactos peruanos debido a su color rojo de pigmentos de ocre, los cuales provienen probablemente del Distrito de Marcona.

1906: El Ingeniero Federico Fuchs notó desviaciones en su compás mientras examinaba un prospecto de cobre cercano.

1914: Federico Fuchs retornó con Roberto Letts para mayor investigación y junto con un natural del lugar don Justo Pastor, quien les describió sobre unas “duras piedras negras” sobre la pampa de Marcona y les guió a los depósitos presumiblemente cerca de las Minas.

1915: Anuncio del descubrimiento y Fuchs eventualmente publicó una descripción de las ocurrencias en un boletín de la Sociedad de Ingenieros del Perú.

1924: El Gobierno Peruano creó la “Comisión-Siderúrgica Nacional”, para estudiar los recursos del carbón y del hierro del Perú y según sus recomendaciones el Distrito de Marcona fue declarado una Reserva Nacional.

1940: El Gobierno Peruano contrató los servicios de H.A. Brassert Company of New York, para continuar la exploración y presentar un programa de desarrollo del área. Las investigaciones fueron dirigidas por Lucien Eaton y se concentraron en Mancha A (presente Mina 5), incluyendo 2,000 m. de perforación diamantina.

1942: Construcción de una carretera al Puerto de San Juan.

1943: La Corporación Peruana Del Santa fue creada por el Gobierno, con el propósito de establecer una industria nacional del acero con hornos y molinos en Chimbote. Como parte de su capital se les otorgó la Concesión de Marcona.

1945: El Denuncio CPS-1 es otorgado a la Corporación Peruana Del Santa por Resolución Suprema No. 449, del 16 de Julio de 1945.

1951: El Geólogo Consultor de la Corporación Del Santa, Jaime Fernández Concha, dirigió el primer levantamiento geológico regional a escala 1:50,000 y detalles de áreas locales a escala 1:20,000, reconociendo el potencial del Distrito como uno de los mayores recursos de minerales de fierro en Sud América.

1952: Al mismo tiempo fue completado un levantamiento aéreo magnético juntamente con aerofotografías a escala 1:32,000. Los trabajos se concentraron principalmente sobre los depósitos E-Grid (Mina 1, 2, 3 y 4).

1953: La Marcona Mining Company, se organizó y preparó el área E-Grid para minería, desarrollo del Puerto de San Juan y facilidades del embarque, y construyó la planta de chancado, campamento y carreteras. La Cypress Minas Corp. se asoció a la Utah en este esfuerzo. El primer embarque de mineral destinado para las "Fairless Works and Tennessee Coal and Iron" fue cargado a principios de mayo.

1955: El Dr. J.J. Hayes, fue nombrado jefe de Geólogos y el esfuerzo geológico gradualmente se incrementó. El personal de geólogos fue aumentando y el re-mapeo del Distrito se inició a escala de 1:10,000.

1956: Se intensificaron los estudios geofísicos bajo la dirección del Sr. S.P. Gay.

1961: El mapeo geológico regional de un área de 10 x 15 Km. está finalizado. Los estudios se completaron en Junio de 1961 obteniéndose así la información final para el "Geological Map of the Marcona Mining District" a escala 1 – 10000.

1966: El año 1966 se firmó el último contrato entre la Corporación Peruana Del Santa y la Compañía.

1975: El 25 de Julio de 1975, se constituyó la Empresa Minera del Hierro del Perú S.A. "Hierro Perú", por mandato del Decreto Ley No. 21228, que nacionalizó el Complejo Minero-Metalúrgico de Marcona y ordenó la expropiación de los bienes en el Perú de la Sucursal de Marcona Mining Company.

1992: Mediante la Ley N° 25389 del 17 de enero de 1992 se declaró Hierro Perú en estado de emergencia con la finalidad de racionalizar la empresa, rehabilitar sus operaciones y permitir la futura explotación de los yacimientos de Marcona, autorizándole al Poder Ejecutivo a buscar en un plazo máximo de cuatro meses formas contractuales con empresas nacionales o extranjeras.

El proceso de privatización de Hierro Perú se inició desde el momento de la promulgación del Decreto Legislativo N° 647, el cual permitió la elaboración de planes de reestructuración de actividades de las empresas mineras por parte de los directorios de estas empresas. Dentro del plan de reestructuración de Hierro Perú se contemplaron los siguientes programas:

- Racionalización de la fuerza laboral.
- Programa de Renovación Tecnológica y Minimización de Costos Operativos.
- Racionalización de las Filiales AGNAV (Agentes Navieros) y Minas Justas.
- Reestructuración Financiera.

El 15 de febrero de 1992 se dio la Resolución Suprema N° 075-92-PCM que hace referencia el Decreto Legislativo N° 674 del 25 de setiembre de 1991 y por la cual se constituye el Comité Especial de Privatización de Hierro Perú CEPRI.

El diciembre de 1992 se suscribió el contrato compraventa del 98.4 % de las acciones de Hierro Perú con la firma Shougang Corporation.

Tabla 0,1 Precio de venta y compromiso de inversión

Descripción	US \$
Precio de venta (**)	118'055,166
Compromiso de inversión inicial	150'000,000

(**) Posteriormente la auditoria de cierre arrojó un ajuste a favor de Shougang por US \$ 2,1 millones.

Fuente: Elaboración propia

Luego, 986 trabajadores haciendo uso de su derecho de preferencia adquirieron 80,135 acciones (1,6% acciones restantes) pagando US \$ 1'994,834 con cargo a sus beneficios sociales.

La transferencia de acciones de Hierro Perú SA a Shougang comprende la concesión definitiva de los derechos mineros, de acuerdo con lo informado por el Ministerio de Energía y Minas mediante Oficio N° 1196-2003-MEM/DM de fecha 22 de agosto de 2003, donde remite el Oficio N° 728-2003-INACC/J donde se detalla la ubicación, hectárea de cada denuncia minero.

1993: Inicia sus actividades en el Perú la Empresa China “Shougang Hierro Perú S.A.A.” como resultado del proceso de Privatización.

1996: Se intensifica la exploración profunda de los principales depósitos, mediante perforaciones diamantinas en Minas 4 y 5.

1997: Se intensifica la exploración cuprífera del sector NE del Distrito Minero de Marcona, mediante la ejecución de trincheras, muestreo superficial y sondajes eléctricos, por Jindi Geológica Exploration.

2000: Se concretó un “Join Venture” (Alianza estratégica para compartir riesgos de negocios) entre Shougang Hierro Perú S.A.A. y Rio Tinto Mining & Exploration, para la exploración del área denominada “Target 1”.

2001: Se inicia la exploración por cobre en el área “Target 1” mediante perforaciones diamantinas y de circulación reversa, determinándose reservas geológicas del orden de 210 millones de toneladas con una ley de 0.86% Cu.

2003: Se efectúa una nueva exploración profunda de los principales depósitos, mediante perforaciones diamantinas en Minas 2 y 3, por la Empresa Contratista Remicsa Drilling S.A. (Redrillsa), perforándose un total de 6,424.25 m.

2004: Shougang Hierro Perú S.A.A. y Rio Tinto Mining & Exploration, concretaron dos transacciones simultáneas de compra y venta entre Chariot Resources Limited y Hierro Shougang, por la adquisición del “Target 1” de 3,970 Has., 100% de propiedad de Shougang, y así mismo la asignación de la Opción de acuerdo entre Rio Tinto Mining & Exploration y Shougang Hierro Perú S.A.A. en la participación del 57.5% y 42.5% respectivamente, sobre el depósito de cobre encontrado.

2.2. UBICACIÓN GEOGRÁFICA

El Distrito Minero de Marcona, está localizado a unos 420 Km. al Sur de Lima, en el Departamento de Ica, Provincia de Nazca, Distrito de San Juan de Marcona a

800 m.s.n.m. Unido al Puerto de San Juan por una moderna carretera de 27 Km. y a 13 Km. en línea recta del Puerto de San Nicolás.

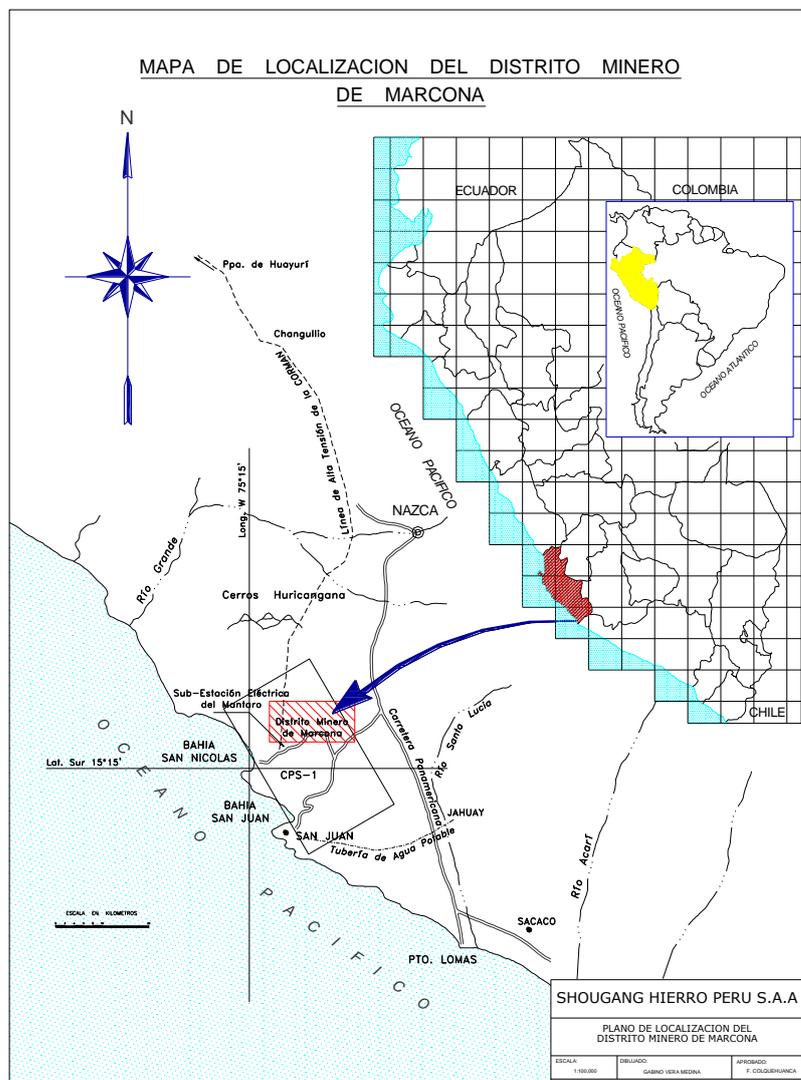


Figura 0,1 Mapa de localización del distrito minero de Marcona

Fuente: Mina Shougang hierro Perú.

2.3. GEOLOGÍA

2.3.1. Tipo de yacimiento

Se cree actualmente, que los depósitos de Fierro de Marcona son de reemplazamiento metasomático por soluciones hidrotermales de Fierro, que pasaron por medio de estructuras permeables como fallas, que remplazaron horizontes dolomíticos en la Formación Marcona y la porción calcárea de las areniscas feldespáticas en la Formación Cerritos. El origen común de los depósitos, está indicando por tener caracteres análogos: Orientación de E a W, buzamiento al norte, la mineralogía primaria que es la misma.

Los criterios para la apreciación anterior son: El reemplazamiento |con cuarcita; la presencia de actinolita y calcita que parecen ser residuos de reemplazamiento; la formación de pirita y cuarzo que son minerales hidrotermales; la diseminación de magnetita en estratificaciones y fracturas, indicios de estructura sedimentaria en el mineral; la deposición de magnetita criptocristalina hidrotermal y la ausencia de cristales de alta temperatura de formación.

2.3.2. Principales controles de la mineralización

Los numerosos depósitos de Fierro del Distrito Minero de Marcona, que suman 117 cuerpos y anomalías están restringidos a rocas Paleozoicas y Jurásicas, concordantes con los estratos encajonantes.

En base a las evidencias son definidos como depósitos metasomáticos, formados por reemplazamiento selectivo de facies favorables, o sea origen primario epigenético debido a la acción magmática asociada a intrusitos durante la orogénesis del Cretácico.

Los principales controles de la mineralización, son los siguientes:

- La dacita es considerada como la portadora de las soluciones mineralizantes y por lo tanto pre-ore, es muchas veces engolfada por el mineral de Fierro, la abundancia de anfíboles indica la relación directa con el proceso.
- Reemplazamiento de calizas y dolomitas.
- Restos de estructuras sedimentarias preservadas en el mineral.
- Reemplazamiento selectivo.
- Capas de Fierro alternado con capas alteradas cloritizadas de arcillas hornfelizadas y silicificadas.

- Bordes gradacionales a mineral masivo.
- Evidencias microscópicas texturales (textura de reemplazamiento).
- Evidencias microscópicas de magnetita reemplazada mostrando encerramiento y penetración en granos clásticos con contornos entrecruzados.
- Restos de fósiles marinos en forma de molde interno en el Fierro (Mancha N-13).
- Los mismos minerales secundarios (epidota, clorita, biotita) están presentes en las rocas intrusitas y en los cuerpos de mineral.
- El contenido de hierro, regionalmente hablando, decrece a una mayor distancia del batolito intrusito.
- Contactos muy sinuosos e irregulares de dacita/mineral.
- Ocurrencia de magnetita diseminada, venillas de specularita y piritización dentro de los diques de dacita próximos a los cuerpos de Fierro.
- Los feldespatos en las dacitas están ligeramente caolinizados y sericitizados.

**2.3.3. Principales características de los cuerpos mineralizados:
anchos, longitudes, buzamientos, etc.**

A. Principales características geológicas

❖ **Estructuras**

- Plegamiento
 - Homoclinal.

- Fallamiento
 - Pista.
 - Repetición.
 - La Huaca.

- Diaclasamiento.

- Cuerpos Tubulares.

- Diques, Capas, Masas.

❖ **Petrología**

- Rocas encajonantes
 - Hornfels (En Formación Marcona).
 - Areniscas (En Formación Cerritos).

- Rocas Intrusivas
- Andesitas, dacitas, diques básicos, granodioritas

❖ Zonas de Mineral- Mineralogía

- Zoneamiento
 - Zona Oxidad (Lixiviada)
 - Zona Transicional (Sulfatos)
 - Zona Primaria (Sulfuros)

- Mineralogía

Hematita, Magnetita, Pirita, Calcopirita, Pirrotita, Jarosita, Limonita, Brocantita, Actinolita, Sericita, Biotita, Clorita, Yeso, Epidota, Apatita.

B. Anchos, Longitudes, Buzamientos, etc: (De algunos Depósitos)

Tabla 0,2 Geometría de los cuerpos mineralizados

Depósitos	Anchos	Longitudes	Buzamientos
Minas 1-2-3 y 4	400 mts.	3,000 mts.	56° (NW)
Minas 9 y 10	150 mts	1,400 mts	55° (NW)
Mina 7	100 mts	1,200 mts.	59° (NW)
Mina 11	150 mts.	1,200 mts.	42° (NW)
Mina 14	200 mts.	900 mts.	54° (NW)
Orebody A-36	200 mts.	550 mts.	25° (NW)
Mina 6	100 mts.	400 mts.	33° (NW)

Fuente: Shougang Hierro Perú S.A.A.

2.3.4. Principales tipos de mineral de hierro; magnetita, hematita

Los minerales económicos de hierro están representados por la Magnetita de origen primario y Hematita de origen secundario, formando la mena principal de los yacimientos conocidos.

Los principales minerales de hierro son relativamente simples al reconocimiento:

- **HEMATITA:** (Fe₂O₃), masiva ligeramente porosa de color marrón rojizo y mayormente dura.

Martita: (Fe₂O₃), variedad de hematita, también masiva, de color gris azulado y dura.

Limonita: ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$), suave y amorfa de color amarillento. No es común.

- **MAGNETITA:** (Fe_3O_4), masiva y finamente criptocristalina, aunque a veces existen cristales de regular tamaño; suave a muy dura, de color negro, muy atraíble al imán; es la más abundante.

2.3.5. Efectos de intemperismo

La erosión, la lixiviación y la oxidación han sido intensas, comenzando esto cuando la zona fue alternativamente sumergida y levantada y también continuó con la superficie cuando el clima era más lluvioso; entonces la percolación de aguas que sufrían a su vez procesos de acidificación al entrar en contacto con las piritas han producido una zonación vertical en todos los cuerpos de mineral y así tenemos tres zonas distintas:

– Zona de Oxidación y Lixiviación

Que es la más próxima a la superficie, contiene principalmente hematita y magnetita secundarias, muy poca magnetita residual y algunas áreas con limonita. Los otros minerales secundarios acompañantes son el yeso en vetillas, pocas zonas esporádicas con brochantita, atacamita, crisocola y menores sulfatos de Hierro esparcidos, determinando así áreas erráticas y limitadas, a veces molestosas de concentración de azufre y cobre, también encontramos no mucha actinolita alterada y talcosa, sericita, clorita y cuarzo. Muchas veces esta zona presenta una laminación o fracturamiento horizontal. Los minerales de Hierro $\pm 60\%$, bajo azufre $\pm 0,20\%$,

bajo cobre -0.09, bajo fósforo y baja sílice. Este enriquecimiento secundario que determina la zona, profundiza en promedio hasta 30 mts.

– **Zona de Transición**

Es la segunda zona, formada por aporte de los elementos lixiviados de la zona superior y por incompleta lixiviación de los minerales primarios, área que podemos subdividir en dos sub-zonas superior e inferior. La superior de unos 12 mts. de potencia aproximado, y ley promedio de 54% Fe y 2% S, con o sin cobre secundario.

Aquí el más abundante tipo de mineral es hematita-martita, rojiza opaca, densa o masiva con vetillas de jarosita, $K Fe_3(OH)_6 (SO_4)_2$ masiva de color amarillo, lo que significa que espacios, fracturas e intersticios están llenos de polvo de sulfatos; también encontramos en mucho menor cantidad botryogen, $Mg Fe (OH) (SO_4)_2$ de color claro anaranjado, todos estos como producto provenientes de la alteración de la pirita; además encontramos venilla y manchas de yeso y anhidrita y otra serie de sulfatos en cantidades menores; también actinolita manchada de óxidos de Hierro.

Más abajo tenemos la parte inferior de la zona de transición donde disminuye la cantidad de hematita habiendo incremento en magnetita, presentándose ambas oxidadas y masivas, apareciendo pirita fresca rodeada por sulfatos como jarosita y yeso, los que rellenan las delgadas fracturas. El espesor es de unos 10 mts, y con leyes promedios parecidas a la sub-zona superior, aunque con más azufre.

– **Zona de Sulfuros Primarios**

Que es la última, más profunda y extensa donde se encuentra el Hierro originado por acción magmática directa y consta de una mineralogía simple: magnetita criptocristalina y masiva o densa de grano fino, con abundantes cristales diseminadas de actinolita verdosa como la más abundante, muchas veces cambiando a talco y clorita; también tenemos algo de sericita y epídoto, así como yeso secundario, carbonatos finamente diseminadas, cristales de calcita y menos cuarzo, abundando la pirita en parches, chispas diseminadas y raramente cristalizada y en mucho menor cantidad calcopirita

Los estudios realizados y los que, aún pueden proyectarse sobre las zonas verticales del mineral, son de vital importancia para la producción.

2.3.6. Reservas probadas, probables y potenciales de cada tipo de mineral y leyes promedio

- Reservas Geológicas

Se denominan así a aquellas reservas que se basan en los resultados obtenidos de las perforaciones de exploración y en la posterior interpretación geológica de la misma.

En Hierro Shougang, solamente clasificamos nuestras reservas geológicas en dos tipos:

- **Reservas Probadas**

Son aquellas que son reconocidas por perforaciones diamantina y a percusión en malla de 80 x 80 y 40 x 20 mts., donde los factores geológicos que limitan el yacimiento son definitivamente conocidos.

El mineral probado es el acumulado por los sondajes exploratorios, más una profundidad segura adicional bajo los límites de estos taladros según evidencias geológicas.

La reserva total probadas de todos los tipos de mineral en el yacimiento de Marcona, al 1º de enero del 2003 son de 882'985,601 TLS, con leyes promedio de 55.0 % Fe, 2.51% S y 0.11 % Cu.

- **Reservas Probables**

Corresponden a los que están comprendidas en las proyecciones cercanas y en donde las condiciones sobre distancias razonables son respaldadas geológicamente basado en el conocimiento general y carácter del depósito.

Las reservas probables de todos los tipos son de 668'131,260 TLS. La zona primaria que contiene magnetita representa el mayor tonelaje.

2.3.7. Breve explicación de las zonas identificadas por hierro y por cobre

Los cuerpos de mineral de Hierro en Marcona corresponden a la clasificación de reemplazamiento metasomático selectivo. La formación Marcona serie del Periodo carbonífero Inferior alterada pirosumáticamente por la granodiorita de San Nicolás e intruida por diques de dacita, granodiorita, andesita porfirítica y básicos, contiene los principales cuerpos de mineral esparcidos en dos horizontes de mineralización.

– Horizonte Superior

Minas 5, 2, 3, 4, 9, 10, 6, Mancha F6, Orebody A-36 Mina 14 y Mina 11.

– Horizonte Inferior

Minas 13, Mancha H, Mancha F, F Extensión, Mina 7, Manchas M-1 y M-1 West Extensión, Anomalía A-31, Mancha N-8, Mina 16 y Mina 12.

En discordancia con la anterior tenemos la Formación Cerritos mas joven, Jurásico Medio, también mineralizada principalmente en el miembro inferior formando horizontes de baja ley.

El cobre fue depositado principalmente como calcopirita (CuFeS_2), con menores ocurrencias de Chalcocita (Cu_2S), Bornita (Cu_5FeS_4), y Novelita (CuS), posiblemente coetáneos con la pirita. Los valores de cobre se distribuyen como diseminaciones

de partículas finas y pequeños parches, hallándose en todas partes, pero mostrando en general que la distribución de valores altos es errática o sea que varía mucho en contenido lateralmente y en profundidad.

Las principales zonas identificadas por cobre son las que corresponden a los siguientes depósitos de Hierro con valores altos de cobre, los que a continuación se destacan:

Tabla 0,3 Cantidad de reservas y ley promedio por mina

Mina	Cantidad de reservas	Ley promedio
Mina 3	20'301,680 TLS	0.317% Cu en promedio
Mina 11	12'845,600 TLS	0.641% Cu en promedio
Anomalía A-6	7'093,870 TLS	0.305% Cu en promedio
Anomalía 16	3'188,800 TLS	0.978% Cu en promedio
Anomalía A-10	3'098,299 TLS	0.636% Cu en promedio
Mina 1	2'860,540 TLS	0.747% Cu en promedio
Anomalía A-13	474,460 TLS	1.040% Cu en promedio
Total	49'863,179 TLS	0.492% Cu en promedio

Fuente: Shougang Hierro Perú S.A.A.

2.4. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Los depósitos minerales del complejo Marcona son cuerpos mineralizados de gran dimensión y cercanos a la superficie, por lo que se explotan mediante el método de Tajo Abierto u Open Pit, usando equipos propios de la gran minería para los procesos operativos que se describirán más adelante. Las dimensiones actuales

de los tajos en operación son de 12 metros, pero cabe señalar que para el proyecto de ampliación e trabajará con bancos de hasta 15 metros de altura.

2.5. PROCESOS OPERATIVOS DE MINADO

El proceso operativo en las Minas de Marcona en las cuales gira toda la operación de extracción son las siguientes: Perforación, Voladura, Carguío y Acarreo. A la fecha contamos con 7 tajos en operación donde se realizan estas operaciones mineras unitarias: Mina 2, Mina 3, Mina 4, Mina 5, Mina 10, Mina 14 y Mina 16, de las cuales las dos últimas son operadas en su totalidad por las empresas especializadas COSAPI y San Martín respectivamente.



Figura 0,.2 Operaciones mineras unitarias

Fuente: Elaboración propia.

El proceso productivo inicia con la perforación de las áreas definidas por la secuencia del planeamiento mina, para luego cargar dichos taladros con mezclas

explosivos comerciales y accesorios de voladura para efectuar los disparos. Con el material fragmentado se procede al carguío realizado mediante palas y/o cargadores frontales, los cuales cargan el material en camiones mineros, los cuales transportan el material a los diferentes destinos como son las Plantas de Chancado, Canchas de almacenamiento de mineral o Canchas de desmonte según sea el caso.

2.5.1. Perforación

La perforación es el proceso por donde comienza el ciclo de minado, que consiste realizar taladros (hoyos) con una altura igual a la del banco sumado la sobre perforación, para que se pueda realizar la siguiente etapa que consiste en cargar dichos taladros con mezclas explosivas comerciales. Es por eso que la perforación y voladura tiene como objetivo principal obtener un material bien fragmentado para tener buena productividad en los procesos siguientes y principalmente menores costos de chancado y molienda si el material lo requiere.

Antes de iniciar la perforación se coordina con los Supervisores de operaciones Mina, donde se les indica con un estacado los límites del área donde será el proyecto, para que mediante el apoyo de los equipos auxiliares nivelen la zona, limpieza de crestas si fuese necesario, colocar una berma de seguridad de 2 metros de alto en el límite del proyecto y la colocación de letreros indicando que es zona de perforación y se restrinja el acceso solo al personal autorizado.

Cuando se realiza todo lo mencionado se procede a la colocación de los puntos para perforación (malla), siguiendo una determinada secuencia que consiste en perforar primero los taladros cercanos a las crestas y a los taludes. El

proceso de marcación de puntos de perforación se realiza aún con puntos de referencia para el posterior extendido de la malla con cinta métrica, esto a falta de equipos de alta precisión (GPS) y a la antigüedad de la flota de perforación.

A. Equipos de perforación

Para la perforación primaria y taladros de control y producción, Shougang Hierro Perú S.A.A. cuenta con una flota de 8 perforadoras rotativas eléctricas:

Tabla 0,4 Flota de equipos de perforación primaria en Shougang Hierro Perú S.A.A

Marca	Modelo	Código de equipo	Diámetro de broca (pulg.)
Bucyrus Erie	39-HR	BE-12	9 7/8
	61-R	BE-16	12 1/4
		BE-18	9 7/8
Gardner Denver	GD-100	GD-20	12 1/4
		GD-21	9 7/8
		YZ-22	12 1/4
Sino Steel	YZ-55B	YZ-23	12 1/4
		YZ-24	12 1/4

Fuente: Shougang Hierro Perú S.A.A.

B. Mallas de perforación

Previo a la operación, se realiza el diseño de perforación a efectuarse en zonas indicadas por planeamiento de mina; Este diseño está en función de múltiples parámetros, pero fundamentalmente obedece a la experiencia, conocimiento de la operación propiamente dicha, la sección de diseño de perforación es la encargada de proyectar la perforación para los requerimientos de material en ella trabajan Ingenieros, técnicos de reconocida experiencia.

Los criterios primarios de un buen diseño son:

- Cantidad suficiente de material para abastecer las palas.
- Estar sujeto a un plan previamente elaborado.
- Proporcionar calidad óptima del material para permitir una fácil extracción posterior.
- Criterio de reducción de costos operativos.
- Flexibilidad en el diseño, es decir estar en función de la operación.
- Cálculo de la cantidad de explosivo necesario para una buena fragmentación.
- Secuencia de unirlos para tener un criterio de corto, mediano, largo plazo.

A continuación, se presentan las mallas estandarizadas utilizadas antes de las pruebas de mejoras en la Mina de Marcona de Shougang Hierro Perú S.A.A.:

Tabla 0,5 Mallas de Perforación para taladros de producción para diferentes tipos de material

Tipo de material	Diámetro de broca (pulg.)	Tipo de malla producción	Medida (metros)	
Mineral primario	9 7/8	Triangular	Burden	4
			Espaciamiento	4.6
	Cuadrada	Burden	4.4	
		Espaciamiento	4.4	
	12 ¼	Triangular	Burden	5.2
			Espaciamiento	6
Cuadrada	Burden	5.5		
	Espaciamiento	5.5		
Desmonte y encapado de roca	9 7/8	Triangular	Burden	6.5
			Espaciamiento	7.5
	Cuadrada	Burden	7	
		Espaciamiento	7	
	12 ¼	Triangular	Burden	8.4
			Espaciamiento	9.7
Cuadrada	Burden	9		
	Espaciamiento	9		

Fuente: Elaboración propia

Adicionalmente a las mallas de producción, también se emplean mallas para voladura controlada (Buffer y Pre-corte), las cuales tienen la función de proteger los límites finales minimizando las vibraciones al absorber la onda de choque.

Tabla 0,6 Mallas de Perforación para voladura controlada para diferentes tipos de material

Tipo de malla	Tipo de material	Diámetro de broca (pulg.)	Medida (metros)	
Buffer	Mineral primario y baja ley	9 7/8	Burden	4
			Espaciamiento	4.2
	12 1/4	Burden	4.8	
		Espaciamiento	5	
	Desmorte dacita y andecita	9 7/8	Burden	6
			Espaciamiento	6.5
12 1/4	Burden	7.5		
	Espaciamiento	8		
Pre-corte	Mineral primario y baja ley	5	Espaciamiento	1.2
		9 7/8	Espaciamiento	3.5
	Desmorte dacita y andecita	5	Espaciamiento	1.8
		9 7/8	Espaciamiento	4

Fuente: Elaboración propia

2.5.2. Voladura

Las voladuras son realizadas por el Área de Perforación y Voladura, siguiendo las indicaciones del Departamento de Diseño de Perforación y Voladura, quien se encarga de facilitar los diseños de carga y secuencia de salida, las

realizadas según las condiciones del terreno y la ubicación de equipos e instalaciones. Se tiene una base de datos de los diseños ejecutados, para un análisis post disparo y como parte del proceso de mejora continua. Los disparos son realizados en promedio 3 veces por semana según sea el requerimiento de producción, y por norma se realiza al medio día (12 pm) aprovechando la hora de almuerzo del personal de Operaciones Mina. En Shougang Hierro Perú S.A.A. tenemos deficiencia en equipos de medición, por lo que periódicamente con apoyo de nuestros proveedores realizamos las siguientes mediciones:

- Filmación de la voladura con cámara de alta velocidad.
- Fotografías del proyecto antes y después del disparo.
- Medición de vibraciones
- Análisis de fragmentación.
- Medición de VOD para los diferentes tipos de mezclas explosivas.
- Calibración de camiones fábrica.

Nuestro principal objetivo es proveer de material bien fragmentado a los equipos de carguío de manera continua, para de esta manera evitar paradas por falta de material de los mismos.

Los diseños tradicionales de perforación y voladura eran básicamente carga corrida, los diámetros utilizados para las voladuras de mineral y desmonte dependían de la disponibilidad de equipo con que se contaba más próximo en el proyecto, por lo tanto, se utilizaban ambos diámetros para la realización de voladuras de producción, sin embargo, los mejores resultados eran apreciables con el diámetro

de 9 7/8" debido a que la malla de perforación es más reducida. El esquema general de un diseño tradicional de carga se muestra a continuación.

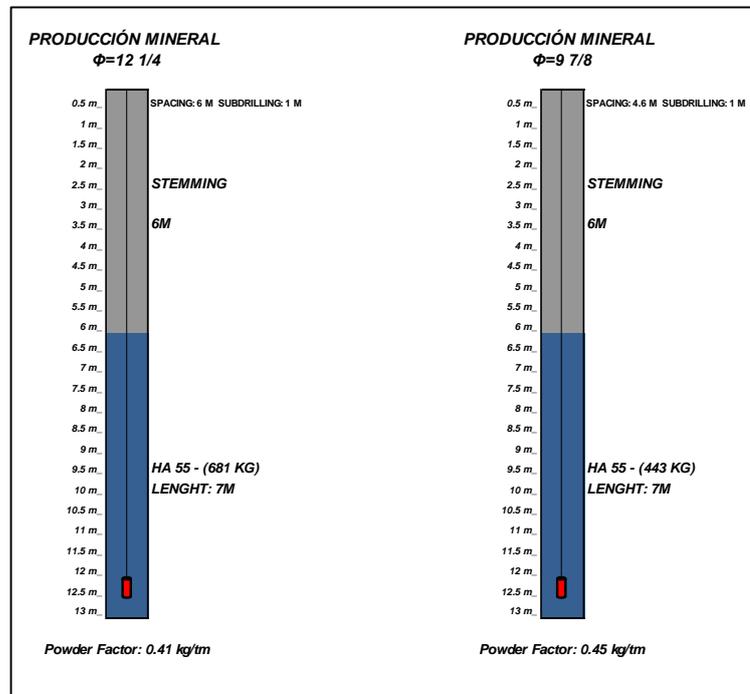


Figura 0,3 Perfil de un taladro cargado con HA55, se aprecia una carga para una zona de mineral

Fuente: Elaboración propia.

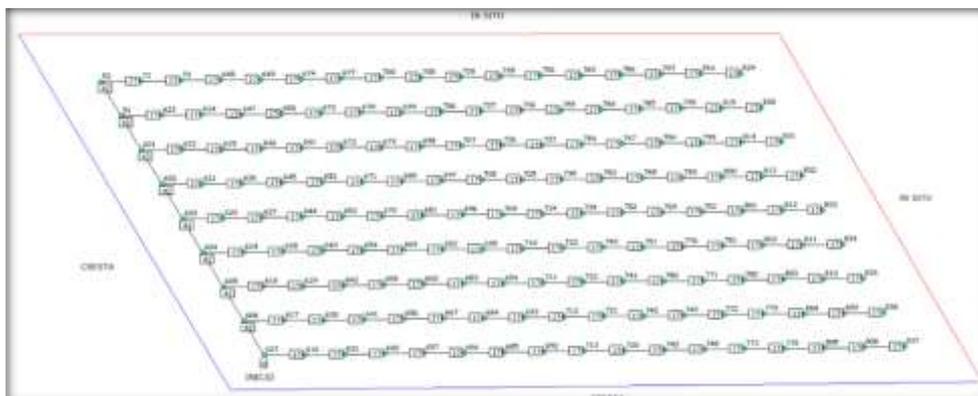


Figura 0,4 Secuencia de salida tradicional para los disparos de producción, donde el inicio es en la cresta y el tiempo entre filas no varía

Fuente: Elaboración propia.

Algunos de los problemas que se tenían al realizar este tipo de diseños de carga y secuencia de salida se mencionan a continuación:

- Los mayores problemas de fragmentación se tenían en la zona de taco, lo cual generaba condiciones inseguras en el proceso de carguío, y por ende un mayor tiempo de ciclo de los camiones de acarreo.
- Una zona afectada por una mala fragmentación era el piso (problemas de no llegar al nivel deseado), debido a que este esquema de carguío el explosivo tiende a reaccionar en forma de un cono invertido, dejando sin mucha energía brindada por el explosivo en las zonas inferiores de los taladros, un aumento de la sobre perforación hubiese sido una solución que no era económicamente factible.
- La eyección del taco era considerable, dado que se tiene una gran cantidad de explosivo que solo es retenido por un taco con una granulometría fina producto de la perforación. Esto hace que no se aproveche toda la energía entregada por el explosivo por pérdidas en Fly Rock y Onda Aérea (ruido).
- Las geometrías de las secuencias de salida usadas en las voladuras de producción tenían un burden Efectivo igual que el burden de diseño de perforación (amarre fila a fila), lo cual implica un desaprovechamiento de la intensidad de las Ondas generadas en la voladura para la fragmentación.
- Los tiempos utilizados en las secuencias de voladura al ser de iniciación no eléctrica (pirotécnica) eran limitados a su tiempo nominal, y además en las

simulaciones de voladura había que considerar el tiempo del retardo de fondo del nonel que iba conectado al booster (700ms), dado que si se excedía en demasía este tiempo de duración de toda la voladura había el riesgo de cortar una línea y por lo tanto tener tiros quedados.

2.5.3. Carguío

Una vez realizada la voladura y un tiempo prudente para la disipación de los gases, los equipos auxiliares hacen su ingreso para habilitar el área que fue disparada, preparando el terreno para que el equipo de carguío (Pala eléctrica o cargador frontal) empiece a cargar a los camiones mineros.

Shougang Hierro Perú S.A.A. tiene un movimiento de materiales alto (72,000 TMD sin considerar a los contratistas), por lo que se le considera dentro de la Gran Minería, y para esto cuenta con equipos de carguío conformado principalmente por palas eléctricas por su alta productividad, y también se apoya de cargadores frontales por su fácil movimiento de un frente a otro.

Tabla 0,7 Flota de equipos de carguío en Shougang Hierro Perú S.A.A

Equipo	Marca	Modelo	Código de equipo	Capacidad de balde (yd3)
	PH	PH-1900	16	12
	PH	PH-2100BL	32	15
	TZ	WK-12	35	15
Pala Eléctrica	TZ	WK-12	36	15
	TZ	WK-12	37	15
	TZ	WK-12	38	15
	TZ	WK-12C	39	15
	TZ	WK-12C	40	15
Cargador Frontal	Caterpillar	992K	298	11
	Caterpillar	992K	303	11
	Komatsu	WA 1200-3	413	17

Fuente: Elaboración propia.

2.5.4. Acarreo

El material obtenido por la voladura es minado por las palas eléctricas y cargadores frontales, que luego es transportado por los camiones mineros hacia los diferentes destinos (Plantas de chancado, canchas de almacenamiento de mineral y botaderos de desmonte) según su asignación. Cuando un equipo de carguío se malogra, los camiones son asignados a otro equipo para que continúen trabajando.

Shougang Hierro Perú S.A.A. cuenta con una flota de camiones mineros de diferentes marcas y modelos, en el siguiente cuadro se muestra la flota de camiones de acarreo.

Tabla 0,8 Flota de camiones mineros en Shougang Hierro Perú S.A.A

Equipo	Marca	Modelo	Cantidad	Capacidad de tolva (tn)
	Terex	Mt3300 AC	3	136
Camión minero	Caterpillar	785B	10	150
	Caterpillar	785C	12	150
	Komatsu	HD1500-7	8	150

Fuente: Elaboración propia.

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO

3.1. EXPLOSIVOS

Los explosivos son sustancias o mezclas químicas, con la propiedad de cambiar a un estado más estable, mediante una reacción química exotérmica en un instante de tiempo, liberando toda la energía que contienen en forma de gases, sonido y calor de una manera violenta.

Parte de esta energía liberada es utilizada en la fragmentación de roca, especialmente la producción de gases a gran presión y temperatura. En la industria minera, la voladura es el método más productivo para la excavación en roca dura.

Existe una variedad de clasificaciones para los explosivos en base a sus distintas características o aplicaciones. Para esta investigación se presenta en el siguiente diagrama una clasificación de los explosivos de uso industrial, los cuales son aplicados en minería. La clasificación de los explosivos para uso industrial se muestra a continuación.



Figura 0,1 Clasificación general de los explosivos

Fuente: Elaboración propia.

3.2. AGENTES DE VOLADURA

Shougang Hierro Perú S.A.A. para el desarrollo de sus voladuras utiliza agentes de voladura a granel, los cuales se emplean comúnmente en las operaciones de gran minería por su bajo costo, seguridad en el transporte y carguío, además de poseer un gran poder rompedor. Teniendo en cuenta las dimensiones de nuestra operación y el requerimiento de material por voladura se utiliza ANFO y Heavy ANFO.

Para la mejora de la fragmentación las propiedades de los explosivos considerados en esta tesis son la densidad del explosivo y su velocidad de detonación (VOD), este último demostró ser directamente proporcional al resultado de la fragmentación. Los agentes de voladura utilizados en Shougang Hierro Perú S.A.A. son detallados a continuación.

3.2.1. ANFO

Mezcla de Nitrato de Amonio (94%) y combustible Diesel D2 (6%). El ANFO no tiene resistencia al agua, tiene baja densidad (0.78 – 0.81g/cc), baja potencia, baja velocidad de detonación y no puede ser explotado por un solo detonador normal; posee un mejor acoplamiento a la roca, completa el llenado del barreno y posee un alto grado de seguridad.

3.2.2. Emulsión Matriz

Mezcla compuesta básicamente por una solución oxidante de Nitrato de Amonio y agua, por un combustible insoluble en agua, un agente emulsificante y por elementos sensibilizadores y potenciadores.

3.2.3. ANFO Pesado

Son mezclas de emulsión matriz y ANFO en diferentes proporciones, que permiten mejorar la energía del explosivo, así como darle resistencia al ANFO, ya que satura con emulsión los espacios libres entre los prills. Estos ANFOs pesados se pueden preparar en diferentes relaciones de acuerdo a los requerimientos de la voladura, para Shougang Hierro Perú S.A.A., los más comunes son:

- ✓ HA 37 (30% emulsión y 70% de ANFO).
- ✓ HA 46 (40% emulsión y 60% de ANFO).
- ✓ HA 55 (50% emulsión y 50% de ANFO).

- ✓ HA 64 (60% emulsión y 40% de ANFO), para taladros con agua.

En el siguiente cuadro se muestra las propiedades de las principales mezclas explosivas utilizadas en las Minas de Marcona.

Tabla 0,1 Características de los agentes de voladura con emulsión matriz usados en Shougang Hierro Perú S.A.A

Mezcla Explosiva	Composición (%)		Densidad (gr/cc)	VOD (m/s)	Resistencia al Agua
	Emulsión	ANFO			
ANFO	0	100	0.80 (±0.01)	3900-4300	Nula
HA28	20	80	0.87 (±0.01)	4300-4700	Nula
HA37	30	70	1.03 (±0.01)	4700-5100	Nula
HA46	40	60	1.20 (±0.01)	5100-5300	Baja
HA55	50	50	1.28 (±0.01)	5300-5500	Buena
HA64	60	40	1.30 (±0.01)	4600-4900	Excelente

Fuente: Elaboración propia.

3.2.4. ANFO Pesado Gasificado

El proceso de gasificación del ANFO Pesado consiste en formar pequeñas burbujas en la matriz, las cuales actúan en forma de hot spots. Ello permite variar su densidad y sus demás características, según la cantidad del agente gasificante que se dosifique.

Esta investigación se enfoca en un ANFO Pesado 55 gasificable (50% Emulsión, 50% ANFO), llevado a diferentes densidades con tal de conseguir (tanto en costos como fragmentación) resultados similares o mejores a los obtenidos con

las mezclas explosivas utilizadas hasta la fecha con ANFO Pesados a base de emulsión matriz. A continuación, se muestra la gasificación que ocurre en un taladro cargado con ANFO Pesado 55 a base de emulsión gasificable, frente a otro cargado con ANFO Pesado a base de emulsión matriz, cuya carga lineal no varía debido a que su densidad es constante.

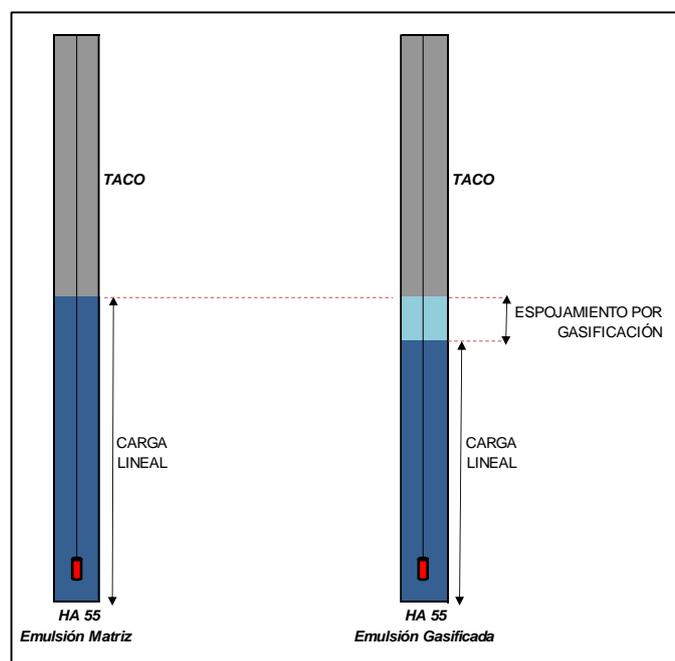


Figura 0,2 Esquema general donde se muestra un taladro cargado HA55 con emulsión matriz y otro con emulsión gasificada

Fuente: Elaboración propia.

La emulsión gasificada pasa por un proceso de sensibilización de la mezcla mediante la generación de burbujas de aire por la adición de un agente gasificante, siendo en este caso el nitrito de sodio (NaNO_2). Esta sustancia química reacciona con el nitrato de amonio (NH_4NO_3), generando pequeñas burbujas de gas nitrógeno.

A continuación, se muestra la reacción química que ocurre.

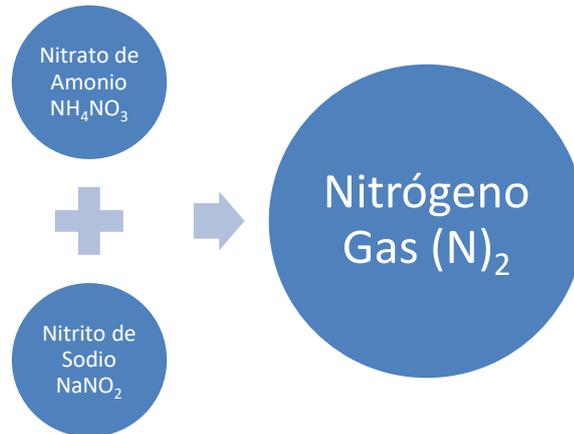
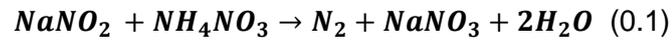


Figura 0,3 Sensibilización química por la generación de burbujas de nitrógeno

Fuente: Elaboración propia.

La reacción se lleva a cabo de manera muy lenta y con la finalidad de acelerar el proceso de gasificación se agrega ácido acético, el cual se encarga de romper algunas micro gotas de emulsión y liberar al nitrato de amonio en su interior para que reaccione con el nitrito de sodio.

También es necesario agregar el catalizador, el cual se encarga de acelerar aún más el proceso de gasificación. Las propiedades físicas de la emulsión gasificada se detallarán más adelante en el desarrollo de las pruebas.

3.3. ACCESORIOS DE VOLADURA

Los accesorios de voladura se utilizan para iniciar la columna explosiva, conectar los taladros, asignación de retardos (secuencia de salida), etc. Los principales accesorios de voladura se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 0,2 Accesorios de voladura y sus aplicaciones.

Accesorio	Aplicación
Booster	Inicia la detonación de la columna explosiva, se utiliza de una y dos libras
Nonel de fondo	Inicia el booster, tiene un retardo de fondo de 500 a 700 milisegundos.
Taponex	Accesorio de plástico en forma de platillo que se ajusta al diámetro del taladro y se coloca a una determinada altura para la generación de cámaras de aire.
Cordón Detonante	Sirve para conectar los todos los taladros del proyecto, su función es transmitir la chispa a todos los noneles, también se utiliza en voladura secundaria.
Retardo de superficie bidireccional	Se utiliza cuando se conectan los taladros con cordón detonante, se corta el cordón entre taladro y se coloca este retardo para asignar el tiempo de secuencia de salida, vienen con tiempos nominales de fábrica (17ms, 25ms, 42ms, 65ms, 75ms y 200 ms) sujetos a una dispersión de tiempo.
Retardo de superficie unidireccional	Este accesorio reemplaza completamente al cordón detonante, ya que se conecta directamente al nonel de fondo, se le conoce también como línea silenciosa por su bajo VOD.
Mecha lenta	Accesorio compuesto principalmente de pólvora negra, que por su baja velocidad de deflagración se utiliza para iniciar el fulminante que iniciará el disparo.

Fuente: Manual de Voladura EXSA.

3.4. ETAPAS DEL PROCESO DE FRAGMENTACION DE LA ROCA POR LA DETONACIÓN DE UNA MEC

Desde comienzos de la década de los años 50 han evolucionado vertiginosamente los conceptos que tratan de explicar el proceso de fragmentación de rocas; o, en otras palabras, se han desarrollado múltiples teorías que tratan de explicar los efectos que causan la detonación de una mezcla explosiva comercial cargada dentro de los taladros respectivos.

Existen también muchas teorías que tratan de explicar el proceso de los diversos mecanismos que toman lugar cuando se lleva a cabo la fragmentación del macizo rocoso por efecto de la energía producida por la detonación de cualquier mezcla explosiva comercial.

Se debe mencionar al respecto que existen varias opiniones y que muchas de estas dividen al proceso de fragmentación de rocas en 3, 5 y hasta 8 etapas estando todavía muchas de estas opiniones en pleno proceso de validación.

La mayoría de los investigadores están de acuerdo en que 3 son las etapas o fases principales que toman lugar en el proceso de fragmentación de rocas por la acción de una mezcla explosiva comercial:

- Primera fase: Fracturas radiales (Brisance).
- Segunda fase: Empuje hacia adelante (heave).
- Tercera fase: Fragmentación.

Aunque dichas etapas se describen aisladamente, hay que recalcar que en voladuras de un solo taladro y/o de varios taladros, la fase de uno y otro evento ocurre simultáneamente a intervalos específicos.

3.4.1. Fracturas Radiales (Brisance)

Cuando cualquier mezcla explosiva comercial que se encuentra cargada dentro de un taladro es detonada, se producen ondas compresivas o de choque. La forma y magnitud de estas ondas compresivas que viajan a altas velocidades cuyo rango esta entre 3,000 – 5,000 m/seg., dependerá del tipo de mezcla explosiva comercial, del tipo de roca, del número y posición de los boosters, altura de carga, diámetro del taladro y la relación de la velocidad de detonación con la velocidad de propagación de las ondas a través del macizo rocoso. Se debe mencionar que estas primeras fracturas radiales se producen en las zonas adyacentes a los taladros y el tiempo necesario para esto, esta entre 1 a 2 ms.

3.4.2. Empuje hacia adelante (heave)

Las altas presiones de los gases, hacen que estos produzcan las ondas compresivas las cuales serán refractadas y reflejadas. Las ondas compresivas reflejadas cambiarán de signo (negativo) y se convertirán en ondas tensionales. Esta transformación ocurrirá cuando las ondas compresivas arriben a una cara libre, cuando la masa rocosa cambie de densidad o cuando ellas encuentran fallas geológicas o planos estructurales, etc., etc.

La fragmentación de la roca comenzara en la cara libre o en cualquier discontinuidad donde las ondas compresivas son reflejadas. Cuando las ondas compresivas cambian de signo y se convierten en ondas tensionales; ellas regresan de la cara libre o cualquier discontinuidad estructural, hacia el punto de origen de la detonación fracturando el macizo rocoso; porque esta falla más fácilmente por efecto de las ondas tensionales que por el de las ondas compresivas.

En general, es muy conocido que la resistencia tensional dinámica de cualquier tipo de roca es menor que su resistencia compresiva dinámica. Las ondas tensionales producirán el empuje hacia delante (HEAVE) del macizo rocoso en la zona más cercana a la cara libre (burden).

El empuje hacia delante (HEAVE) entre otros factores dependerá de lo siguiente: Tipo de roca, cantidad y calidad de la mezcla explosiva comercial, las mallas de perforación y voladura a ser usadas en el disparo primario, etc.

3.4.3. Fragmentación

En esta etapa se produce la fragmentación total de la roca. Johansson ha dicho que:” Bajo la influencia de las altas presiones de los gases producidos por la detonación de cualquier mezcla explosiva comercial; las primeras fracturas radiales son extendidas, la cara libre falla y esta es movida hacia el frente”.

Como en el caso del empuje hacia adelante (HEAVE); la primera parte del macizo rocoso es movida hacia adelante y la nueva cara libre reflejara lo restante de las ondas de choque producidas por las ondas compresivas. Luego, las ondas

tensionales son suficientes para fracturar el macizo rocoso en estudio. Este proceso continuará hasta que las ondas tensionales requeridas para fracturar al macizo rocoso; y por fin todo el proceso de fragmentación de rocas habrá terminado.

Muchos investigadores han dicho que: La fragmentación es la más importante y única variable que debe ser tomada en cuenta para evaluar los resultados de un disparo desde un punto de vista técnico-económico-ecológico.

Es debido a que la fragmentación es la única variable que interrelaciona a todas las operaciones minero-metalúrgicas que conforman el ciclo total de la extracción del mineral (pre-minado, minado propiamente dicho, procesamiento de minerales, y venta de los productos minerales).

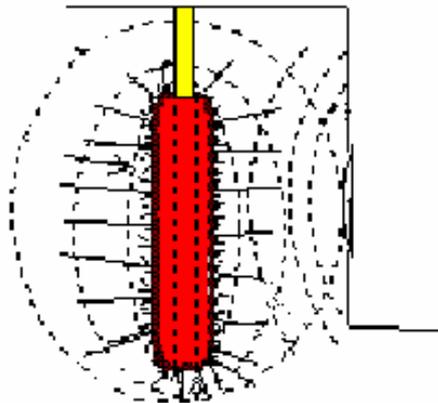


Figura 0,4 Propagación de las ondas en el proceso de voladura

Fuente: ISEE.

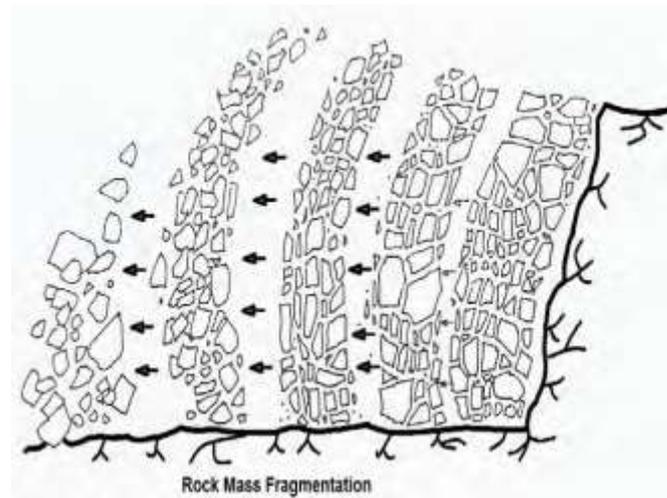


Figura 0,5 Movimiento del macizo rocoso durante el proceso de voladura

Fuente: ISEE.

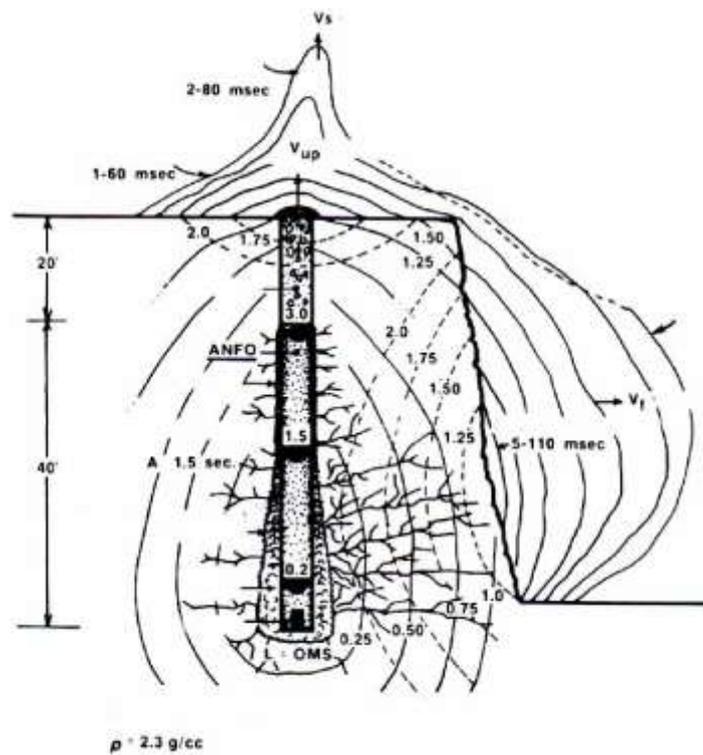


Figura 0,6 Combinación de las etapas del proceso de fragmentación de la roca por la voladura

Fuente: ISEE.

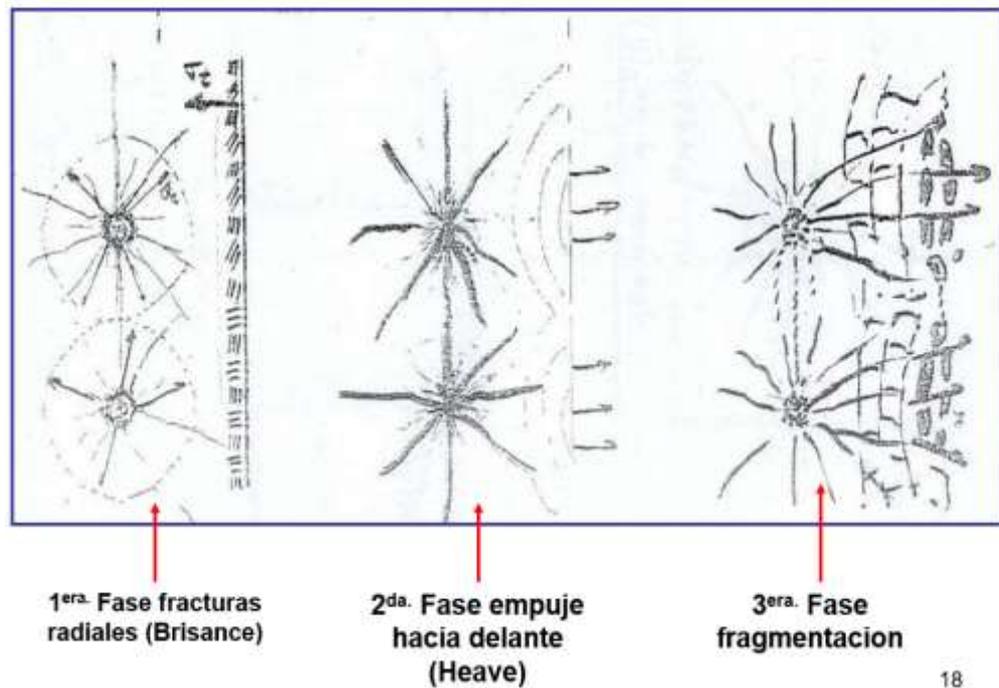


Figura 0,7 Proceso de fragmentación de la roca

Fuente: Clase Voladura Dr. Carlos Ágreda UNI.

3.5. MEJORA DE LA FRAGMENTACION

Cuando se tiene una roca con una baja frecuencia de fracturas (alto RQD) y una alta resistencia a la compresión uniaxial (UCS), es más complicado obtener una buena fragmentación, dado que los factores de carga y energía deben ser altos también.

Autores como McKenzie (1984) y el ISEE (1998) han sugerido que para lograr la máxima utilización de la energía del explosivo en el proceso de fragmentación es necesario equiparar la impedancia del explosivo lo más cercana posible a la

impedancia de la roca. La impedancia se define como el producto de la velocidad y la densidad. Para el explosivo, la impedancia se refiere al producto de la densidad en el taladro y a la velocidad de detonación, mientras que en la roca la impedancia se define como el producto de la velocidad de las ondas P y la densidad. Luego, para una máxima fragmentación:

$$\rho_{exp} * VOD = \rho_{roca} * V_P \quad (0.2)$$

Dónde:

ρ = densidad.

VOD = velocidad de detonación del explosivo.

V_p = velocidad de la onda P de la roca.

Basado en el deseo del igualar las impedancias de rocas masivas y de alta resistencia (con velocidades P en el rango de 4,500 a 6,000 m/s) estas se fragmentan mejor con un explosivo de alta densidad y alta velocidad de detonación. La impedancia de los explosivos nunca alcanza la impedancia máxima de la roca, debido a la baja densidad de los explosivos comerciales.

Otra variable importante en la fragmentación y que se relaciona directamente con el explosivo es la presión de detonación. La presión de detonación ocurre dentro de la zona primaria de reacción, es usualmente una cantidad calculada basada en la densidad del explosivo y la VOD del explosivo y normalmente se calcula de la ecuación:

$$P_d = 0.25 * \rho_{exp} * (VOD)^2 * 10^{-3} \quad (0.3)$$

Dónde:

P_d = presión de detonación del explosivo (MPa).

ρ_{exp} = densidad del explosivo (gr/cc).

VOD = velocidad de detonación del explosivo (m/s)

Generalmente se considera a esta presión de detonación como la responsable de la fragmentación de la roca alrededor del pozo de tronadura. Rocas masivas de resistencia alta usualmente requieren una presión de detonación alta para una fragmentación óptima.

3.6. CONTROL DE LA FRAGMENTACION

Los retardos ayudan a la fragmentación al introducir una acción de corte entre los taladros adyacentes. Si una fila de taladros se inicia simultáneamente, las grietas que crecen entre los taladros se favorecen, con poco crecimiento delante de los taladros hacia la cara libre. Bajo estas circunstancias, el burden tenderá a moverse como una hoja de roca, con poca fragmentación en el burden.

Al retardar la detonación de un taladro adyacente, un taladro debe cortar un segmento de roca lejos de la masa principal de roca, proporcionando una fragmentación mejorada. Desarrollando más este argumento, el intervalo óptimo se relaciona con la velocidad del movimiento de la masa rocosa. Si la masa rocosa se mueve muy lentamente, se requerirá un intervalo de retardo más largo para efectuar el efecto de corte. Intervalos de retardos mayores que el tiempo necesario para una separación efectiva de un taladro de la masa principal de roca, no ayudarán a la fragmentación.

En la práctica, la velocidad del movimiento de la roca depende fuertemente del módulo de la roca y del grado de diaclasamiento. Tipos de rocas muy duras, masivas, se moverán con una velocidad más alta que una masa rocosa débil, altamente fracturada. Los parámetros de perforación con burden pequeño también tendrán altas velocidades de burden en relación con burden mayores.

El control de la fragmentación requiere que los taladros detonen en una secuencia controlada. La selección de los retardos por lo tanto está influenciada por el sistema de iniciación usado. Por ejemplo, el uso de un retardo de superficie de 17ms en combinación con uno dentro del taladro de 1000ms no es aconsejable, puesto que la dispersión de la unidad dentro del taladro probablemente excederá el intervalo del retardo de superficie, lo que resultará que el taladro detone fuera de secuencia.

3.7. MEDICIÓN DE RESULTADOS

En muchos aspectos, este debe ser uno de los índices principales del funcionamiento del explosivo, ya que directamente mejora uno de los objetivos principales de la voladura: el requerimiento de fragmentar la roca para facilitar una excavación y remoción rápida.

Sin embargo, la medición de la fragmentación de la voladura es uno de los puntos más difíciles que encaran los técnicos en voladura. La tecnología moderna está investigando los métodos de fotografía automática y el escaneo de imagen de videos, pero a la fecha no existe un método barato o simple y pocos grupos técnicos

están preparados para cribar mecánicamente la pila completa de una voladura, que puede tener entre 10.000 a 1.000.000 de ton.

Parámetros críticos de diseño, tales como el diámetro del taladro y la separación de los taladros se pueden estimar usando un conjunto de modelos y ecuaciones simples, pero estos deben ser sólo considerados como estimaciones iniciales. La sintonía fina y la optimización de diseños, requiere un conocimiento más íntimo de la interacción compleja entre el macizo rocoso local y el explosivo usado. Este conocimiento más íntimo puede venir sólo de mediciones cuantitativas y monitoreo de los resultados de la voladura.

Con instrumentación moderna ahora rápidamente disponible para los especialistas en voladura, es frecuentemente posible ubicar sensores alrededor de la voladura de manera que la detonación de cargas individuales se pueda monitorear. El procedimiento se describe generalmente como “monitoreo de voladura” y se refiere a cualquier forma de registro y que se efectúa durante el período en que la malla de voladura se inicia y detona.

3.8. TIPO DE SECUENCIAMIENTO

Posiblemente no hay cuestión sobre la que exista mayor desacuerdo en el mundo de la voladura que el retardo para obtener la fragmentación más fina. Los retardos más importantes en lo que afecta a la granulometría de la roca fragmentada parecen ser los entre taladros y entre filas, dado que mediante ellos se puede ajustar la intensidad de las tensiones en varias partes de la voladura. “Los retardos entre

decks se emplean generalmente para el control de las vibraciones o de la forma de la pila” Konya (1995), más que para el control de la distribución de la pila.

Existen dos paradigmas un tanto diferentes respecto al retardo óptimo entre taladros, aunque ambos dan mucha importancia a las interacciones de cargas adyacentes. Los estudios de Rossmanith (2002, 2003) y Vanbrabant (2006) resumen el primer paradigma apuntando a tiempos de retardo entre taladros de sólo unos milisegundos, basado en la gran intensidad de redes de fracturas que pueden obtenerse si el retardo se ajusta para alcanzar la máxima interacción de las ondas de compresión o de cizalla en la zona de la roca entre taladros.

Este enfoque es una práctica común en las grandes operaciones a cielo abierto en Chile y Perú (por citar algunos países), resultando, por ejemplo, en la utilización de retardos entre taladros típicamente del orden de 2 a 10 ms (con burdens del orden de 6 a 10 m). Vanbrabant (2006) presenta datos granulométricos medidos que apoyan el empleo de tiempos muy cortos, tanto entre taladros como entre filas, en voladuras a gran escala en la mina de Chuquicamata, parte del complejo Codelco Norte (Chile).

Este paradigma de secuenciación sugiere que la granulometría más fina se alcanza con retardos entre taladros de entre 0.2 y 1 ms por metro de burden.

Ciertos modelos de ondas primaria analizados por McKenzie (2007) apuntan a una tendencia similar en la intensidad de vibración con la reducción de los tiempos entre taladros.

Debe tenerse en cuenta que este enfoque solamente contempla el aumento en el refuerzo de las ondas e ignora otros procesos posteriores de fracturación que tienen lugar durante los primeros milisegundos de la voladura.

El segundo paradigma reivindica que los procesos de fracturación posteriores juegan un fuerte papel en determinar la fragmentación de la pila. Las ondas de tensión interactúan con las redes de fracturación producidas por cargas precedentes y la secuenciación de los taladros que salen; después depende de la dinámica de generación de estas redes.

Los trabajos llevados a cabo tanto en el campo como en pruebas de laboratorio por Aler & Du Mouza (1996), y Katsabanis (1996, 2006) apoyan la importancia de este proceso de fracturación posterior y demuestran que el retardo entre taladros para maximizar el proceso de fragmentación es del orden de 3 a 10 ms por metro de burden. Stagg & Rholl (1987) sugieren que el proceso de fragmentación de cada taladro debe haberse completado antes de que salga el siguiente taladro, y que la fragmentación tiene lugar en dos procesos distintos: las ondas de tensión desarrollan una red de fracturas en una zona relativamente pequeña alrededor del taladro y la presurización del gas extiende las fracturas radiales hacia la cara libre.

Sugieren igualmente que el retardo entre taladros no debe ser menor que aproximadamente 2.3 ms/m de burden. Katsabanis & Liu (1996) observaron que la fragmentación en la cara libre en pequeñas voladuras en bancos de granito se producía dentro de aproximadamente 2 ms/m de burden, pero que la fragmentación continuaba debido a la acción del gas hasta tiempos de 9 ms/m de burden.

El estudio de Katsabanis (2006), cuyos resultados se resumen en la figura 3,4; es particularmente interesante porque también considera el mismo intervalo de retardos muy cortos propugnados por los partidarios del primer paradigma (0.2 a 1 ms/m de burden) y a pesar de ello estos autores concluyen que no pudieron encontrar pruebas de que los retardos cortos producen una granulometría más fina y que ésta se consigue mediante tiempos de retardo mayores (de hasta 10 ms/m de burden).

Los resultados de Katsabanis (2006) muestran también claramente que tiempos de retardo entre taladros excesivos, resultarán en granulometría más gruesa y que para granito, esto está de acuerdo con tiempos de retardo entre taladros mayores de unos 10 ms/m de burden.

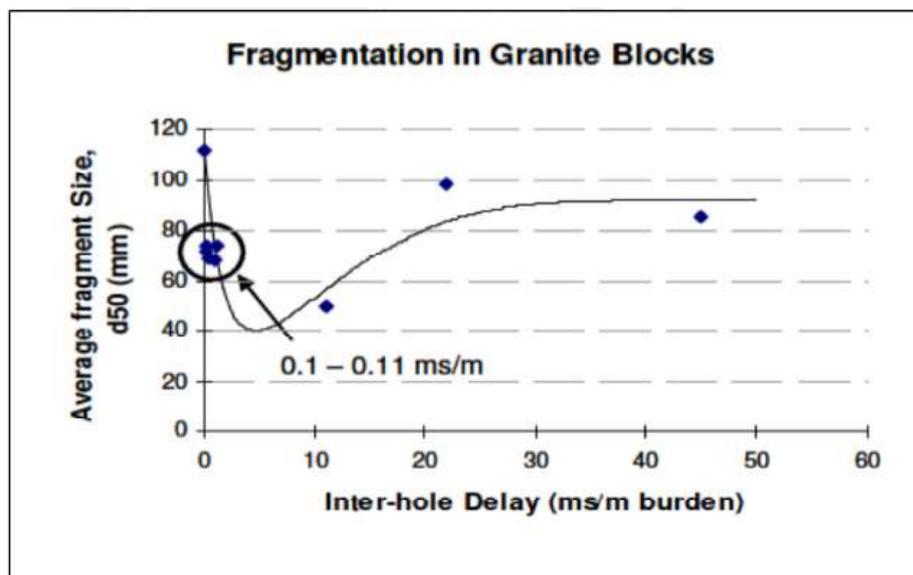


Figura 0,8 Fragmentación obtenida en ensayos a pequeña escala con bloques de granito con tiempo de retardo entre taladros variable

Fuente: Katsabanis, 2006.

Cunningham (2005) propuso una relación entre el tamaño medio de fragmento y el retardo entre taladros para la mayor fragmentación, basada en los resultados de ensayos a pequeña escala realizados por Bergman (1983) en grandes bloques sin grietas, como se ilustra en la Grafico 3.4.

En esta relación, la granulometría se hace más gruesa de forma abrupta para tiempos de retardo inferiores al óptimo y también de forma más suave para tiempos de retardo mayores que el óptimo. La línea de tendencia propuesta no es muy diferente de lo que se puede ver a partir de los datos de Katsabanis (2006) a lo largo del intervalo de tiempos de retardo de 0 a 10 ms/m, según la curva superpuesta en la figura 3,5.

Los estudios de Katsabanis (2006) y Bergmann (1983) en condiciones ideales (sin grietas) muestran ambos que tiempos de retardo muy cortos producen granulometría más gruesa. Los estudios de Katsabanis (1996) y Stagg & Rholl (1987) muestran ambos que tiempos de retardo cortos producen granulometría gruesa en masas rocosas con juntas y discontinuidades.

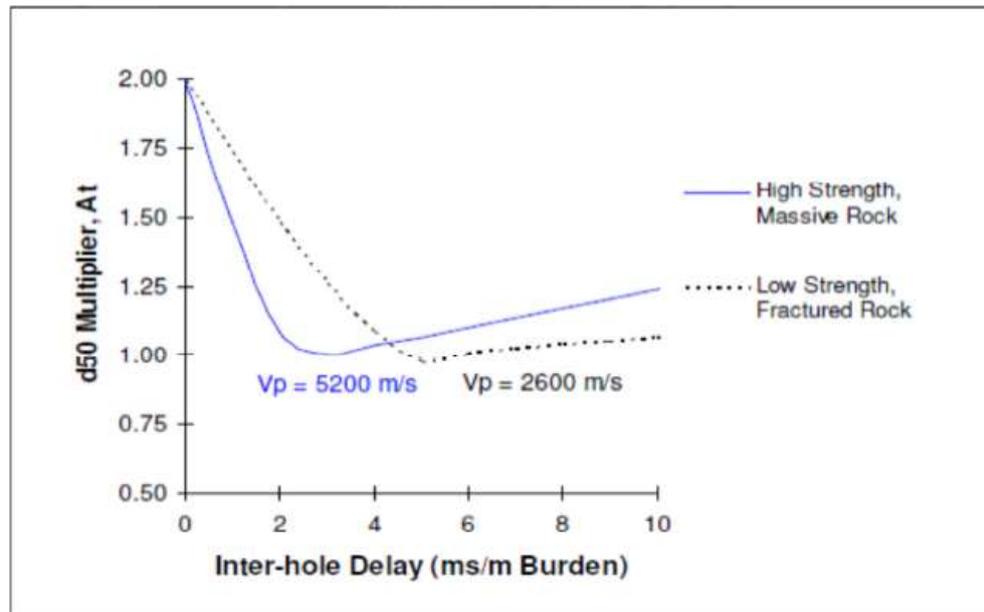


Figura 0,9 Línea de tendencia de la fragmentación vs. retardo entre taladros

Fuente: Cunningham 2005.

Katsabanis (2006) concluye de sus estudios que hay un intervalo de tiempos de retardo entre taladros para el que la granulometría es la más fina y que el factor que tiene más impacto en ella es probablemente la precisión de los tiempos de los detonadores, más que la capacidad de detonar taladros con intervalos muy cortos. Es muy posible que la dispersión natural de tiempo de los retardos pirotécnicos sea suficiente para anular los potenciales beneficios de cualquier optimización basada en el esquema de iniciación. Las técnicas de modelización de la fragmentación deberán incorporar esta influencia potencialmente negativa. Estos trabajos combinados sugieren que la granulometría más fina tendrá lugar con retardos entre taladros superiores a 8 ms para canteras en general y de más de 15 ms para minería a gran escala.

3.9. FULMINANTES ELECTRÓNICOS

En distintos trabajos, Vanbrabant & Espinosa (2006), Davila & Quiroz (2010) y Aguilera & Campos (2008) por citar algunos, se ha demostrado la capacidad del manejo de los tiempos de retardos para afectar fragmentación, daño al macizo rocoso cercano, resistencia de la roca post voladura, consumo de energía en la trituración y molienda de la roca volada, forma del frente de minado, eficiencia en el proceso de excavación y velocidad del desplazamiento del banco; además de dilución y los impactos medio ambientales de la vibración, sobrepresión del aire y generación de polvo.

En términos generales se ha observado que la acción de retardos y su adecuada gestión o manejo ofrece oportunidades para optimizar virtualmente todos los aspectos del proceso de la voladura y sus impactos sobre las operaciones mineras unitarias siguientes.

El rango de separación de tiempos de interacción entre distintas cargas logrado por retardo varía entre decenas de milisegundos hasta segundos. Los métodos empleados para conseguir esta separación temporal entre interacciones dependen del sistema de iniciación utilizado, de los cuales existen esencialmente dos: pirotécnicos y electrónicos.

Para el caso de retardos pirotécnicos, el tiempo de retardo entre la recepción de la señal de iniciación y la posterior detonación de la carga base se logra por la vía de la combustión muy controlada de longitudes variables de compuestos químicos, especialmente formulados y preparados. Al final de este tren de combustión se ubica

una pequeña carga de alto explosivo que detona al entrar en contacto con la frente de combustión del compuesto químico del retardo.

El tiempo necesario para detonar la carga base depende de la precisión con la cual se ha preparado el compuesto químico en términos de composición y corte (o dosificación, según la metodología de fabricación) y la variabilidad característica en los tiempos de detonación, típicamente tiene una desviación estándar en el rango de 1 a 2.5% del tiempo promedio del lote de fabricación.

Esta variabilidad puede acercarse a 10% para el caso de los retardos de tiempos cortos pirotécnicos utilizados para la superficie de las voladuras, con tiempos menores a 40ms.

Para el caso de retardos electrónicos, se controla el tiempo de iniciación a través de una señal enviada por un micro-chip ASIC (Circuito Integrado de Aplicación Específica) para descargar un condensador de alta energía a través del componente de ignición en el instante exacto programado, respecto al momento de recibir el comando de iniciarse. La variabilidad en los tiempos de iniciación de retardos electrónicos es muchísimo menor que el caso de retardos pirotécnicos.

Generalmente se les asigna una desviación estándar en el rango de 0.1ms a 0.5ms a los electrónicos, independiente del tiempo nominal programado, aunque algunos fabricantes describen la desviación para tiempos mayores en términos de un porcentaje fijo del tiempo nominal programado. La pequeña variabilidad se asocia con el tiempo finito requerido para activar el elemento incandescente de ignición (cerilla) dentro de la estructura ensamblada del detonador.

La figura 3,6 presenta una comparación entre distribuciones de tiempo de detonación para retardos electrónicos y pirotécnicos para dos distintos tiempos nominales de iniciación ($\mu = 100\text{ms}$, $\mu_{\text{pyro}} = 2.5\text{ms}$, $\mu_{\text{elec}} = 0.5\text{ms}$; $\mu = 1000\text{ms}$, $\mu_{\text{pyro}} = 9\text{ms}$, $\mu_{\text{elec}} = 0.5\text{ms}$).

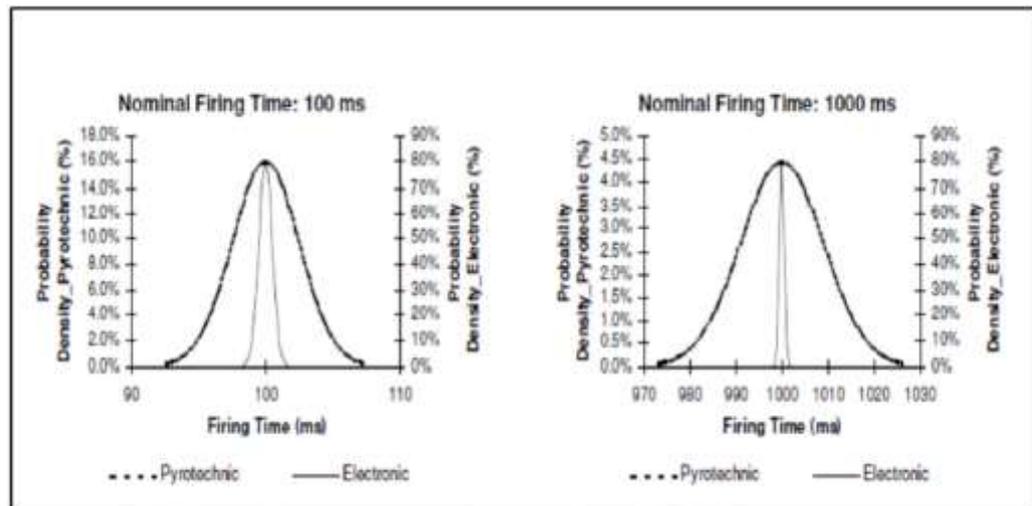


Figura 0,10 Típicas curvas de distribución de tiempos de detonación para retardos pirotécnicos y electrónicos

Fuente: Manual de tronadura Enaex.

A diferencia de los retardos electrónicos, la precisión de los sistemas de iniciación pirotécnica también se ve afectado por la longitud del tubo de choque que lleva la señal de iniciación hasta el detonador. Puesto que la velocidad de propagación de la señal de iniciación es relativamente baja (alrededor de 2000 m/s) al existir diferencias significativas en la longitud del tubo (por ejemplo: al usar detonadores de fondo y en la parte superior de columnas largas de explosivo) se puede esperar diferencias importantes en los tiempos de detonación de la carga explosiva (un factor que se olvida frecuentemente en los procesos de diseño y modelización de la voladura).

La selección de tiempos de retardos es considerada por un grupo muy amplio de investigadores y profesionales de la industria como una influencia fundamental sobre muchos y distintos resultados de la voladura. Por ende, se puede proponer que la habilidad de controlar y manejar los resultados de la voladura depende, intuitivamente de la capacidad técnica de controlar el tiempo de detonación de las cargas individuales dentro de la voladura. Esta capacidad de control es obviamente mucho mayor en el caso de usar sistemas de iniciación electrónica que con productos pirotécnicos.

Por lo tanto, el tiempo de retardo “óptimo” depende del enfoque particular de la operación de la voladura (fragmentación, daño, impacto ambiental, desplazamiento de la pila volada, etc.) y el nivel de éxito de la voladura dependerá de la capacidad de estimar e implementar los tiempos de retardo más apropiados.

Es muy probable que la consistencia en resultados logrados esté estrechamente ligada a la capacidad de estimar correctamente y lograr en forma consistente los tiempos más apropiados. De ahí viene la necesidad de contar con reglas, relaciones o modelos que puedan facilitar la estimación de los tiempos adecuados para cada tipo de resultado de la voladura, en función del diseño de la misma, condición del macizo rocoso y características del explosivo.

Para el caso de los sistemas de iniciación pirotécnica, la variabilidad natural o desviación estándar de los tiempos de detonación asociada con cada uno de estos elementos de retardo se exagera con la interconexión de cada uno con el fin de lograr el tiempo final deseado para cada carga. Los sistemas electrónicos, al

contrario, solamente involucran un solo elemento, mucho más preciso, de retardo para alcanzar el mismo objetivo.

3.10. BALANCE DE OXÍGENO

Las emulsiones están formadas por una mezcla de líquidos inmiscibles y ciertos productos emulsificantes que ayudan a estabilizar los líquidos primarios. Estos productos se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 0,3 Calores de formación y balance de oxígeno de la emulsión gasificada

N°	Fórmula Empírica	Nombre Comercial	W (g/mol)	ΔH_f Q de formación (KJ/mol)	Balance de Oxígeno (BO)
1	NH ₄ NO ₃	Nitrato de Amonio (AN)	80	353.46	+20
2	NaNO ₃	Nitrato de Sodio (SN)	85	462.27	+47.1
3	H ₂ O	Agua	18	-	-
4	C ₂₂ H ₄₄ O ₆	SPAN-80 (Emulsificante)	428	-	-239.2
5	C ₁₂ H ₂₆	Diesel	170	392.88	-348.2

Fuente: Elaboración propia

La proporción de productos usados para formular la emulsión harán que los resultados varíen drásticamente, pudiendo insensibilizar el explosivo, así como producir gases nocivos producto de la voladura por falta de oxígeno.

Por ello es necesario balancear la ecuación y calcular el volumen de gases producidos, así como el calor de explosión. En la tabla 3,4 se muestra la proporción ideal de componentes (Ming Lu y Qifa Liu (2008)) para la emulsión gasificada y su balance de oxígeno.

Tabla 0,4 Balance de oxígeno

Formulación ideal (Ming Lu*, Qifa Liu)					
Componente	Fase Acuosa			Emulsificante	Fase Combustible
	Nitrato de Amonio	Nitrato de Sodio	Agua	Span-80	Aceite Mineral
Fórmula	NH ₄ NO ₃	NaNO ₃	H ₂ O	C ₂₂ H ₄₄ O ₆	C ₁₂ H ₂₆
Proporción	0.76	0.078	0.1	0.02	0.042
B.O. de la sustancia	20	47.1	0	-239.3	-348.2
B.O. por sustancia	15.2	3.6738	0	-4.786	-14.6244
B.O.			-0.537		

Fuente: Ming L. y Quifa L. (2008). A novel mathematical model of formulation design of emulsion explosive.

En la tabla 3,5 se detalla la variación en el balance de oxígeno y en el del calor de explosión para ligeras variaciones de los componentes principales (Ming Lu y Qifa Liu (2008)).

Tabla 0,5 Balance de oxígeno de la emulsión y calores de explosión para diferentes proporciones de los componentes

Porcentaje en masa por componente (%)					Balance de Oxígeno	Calor de explosión KJ/Kg
AN	SN	H ₂ O	SPAN	DIESEL		
77	7	10.0	2.0	4.0	-0.017	3187.5
77	7.5	9.3	2.0	4.2	-0.478	3195.6
76	7.8	10.0	2.0	4.2	-0.537	3144.2
77	7	10.0	2.0	4.0	-0.438	3161.0
77	7	10.0	2.0	4.0	-0.017	3187.5

Fuente: Elaboración propia

El balance de oxígeno se ve afectado principalmente por la variación en la proporción del Diesel en la mezcla, pudiendo ocasionar menor calor de explosión y mayor volumen de gases nocivos producto de la voladura. La figura 3,11 muestra la relación entre el balance de oxígeno (η) con el calor de explosión y el volumen de gases.

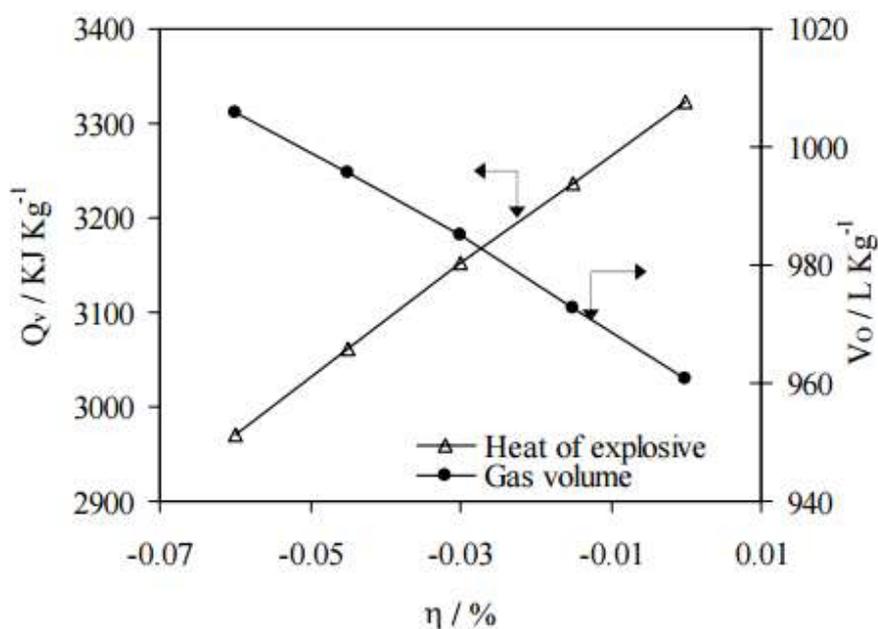
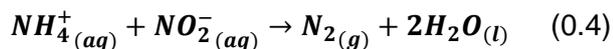


Figura 0,11 Efecto del balance de oxígeno en el calor de explosión y el volumen de gases teóricos

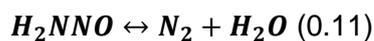
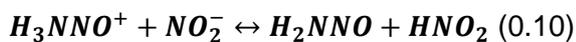
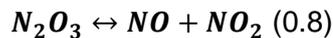
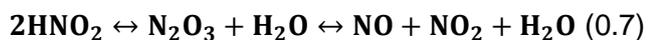
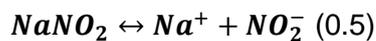
Fuente: Ming L. y Quifa L. (2008).

3.11. REACCIÓN QUÍMICA DE LA EMULSIÓN GASIFICADA

La reacción cinética del NH_4NO_3 y NaNO_2 ha sido estudiada ampliamente. A pesar de la complejidad del proceso de reacción, la reacción puede ser simplificada como se muestra en la siguiente fórmula.



La cinética de la reacción requiere una cantidad detallada de varias reacciones específicas dentro del mecanismo de reacción y es descrito en detalle debajo. Es notable indicar que varios de los reactivos específicos dentro del mecanismo de reacción son sensibles al pH, especialmente el NH_3 y en HNO_2 . El mecanismo de reacción es como sigue:



El resultado de la ecuación # muestra la formación de gas nitrógeno N_2 , el cual sirve para aumentar el volumen de la mezcla, reducir la densidad y generar puntos calientes que mejoran los resultados de la voladura.

CAPITULO IV
CÁLCULOS Y APLICACIONES

4.1. LÍNEA BASE

4.1.1. Mina 2 Disparo 2N-641 #12

4.1.1.1. *Diseño de Perforación y Voladura*

A continuación, se detalla el diseño de perforación y voladura para una zona de mineral (roca dura) usando la emulsión tradicional (matriz).

Tabla 0,1 Parámetros de perforación y voladura

Diseño de Perforación y Voladura	
Diámetro (pulg)	12 ¼
Burden (m)	5.2
Espaciamiento (m)	6
Altura de Banco (m)	12
Sobre perforación (m)	1
Longitud de Carga (m)	8
Taco (m)	5
Densidad de Explosivo HA55 (gr/cc)	1.28
Densidad Lineal de Carga (kg/m)	97.4
Carga Total (kg)	779.1
Densidad de Roca (gr/cc)	4.4
Toneladas Rotas / Taladro	1647.4
Factor de Carga (kg/ton)	0.47

Fuente: Elaboración propia

PRODUCCIÓN MINERAL
 $\Phi=12\ 1/4$

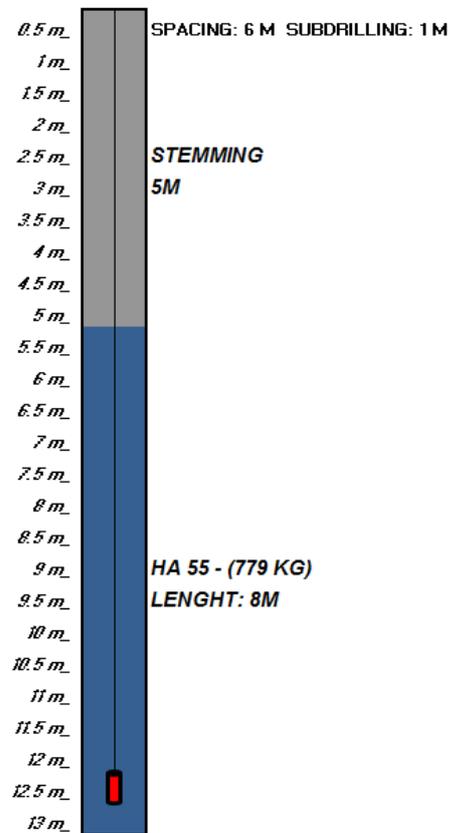


Figura 0,1 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro

Fuente: Elaboración propia.

4.1.1.2. **Conexión y Secuencia de Voladura**

A continuación, se muestra la secuencia de voladura usada para este proyecto, donde se usa retardos no eléctricos manteniendo el tiempo hasta la última fila.



Figura 0,2 Conexión y secuencia de voladura de la Línea base 1

Fuente: Elaboración propia.

4.1.1.3. Mediciones de Campo

A. Medición de la Densidad del Explosivo

Como parte del control de calidad de campo de los insumos de voladura se hacen las mediciones de la densidad del explosivo y la medición de la velocidad de detonación, con este último se puede calcular la presión de detonación para el explosivo usado.

Tabla 0,2 Control de densidades en el terreno

Explosivo	Nitrato de amonio	Emulsión	Peso del recipiente (gr)	Volumen (cc)	Peso total (gr)	Densidad (gr)
HA55	Enaex	Matriz	475	302	864	1.281
HA55	Enaex	Matriz	475	302	865	1.281
HA55	Enaex	Matriz	475	302	863	1.288
					Promedio	1.284

Fuente: Elaboración propia

B. Medición de la VOD

Como parte de las mediciones de campo los proveedores realizan la medición de la VOD. Para este proyecto la VOD medido fue de 5,317.8 m/s.

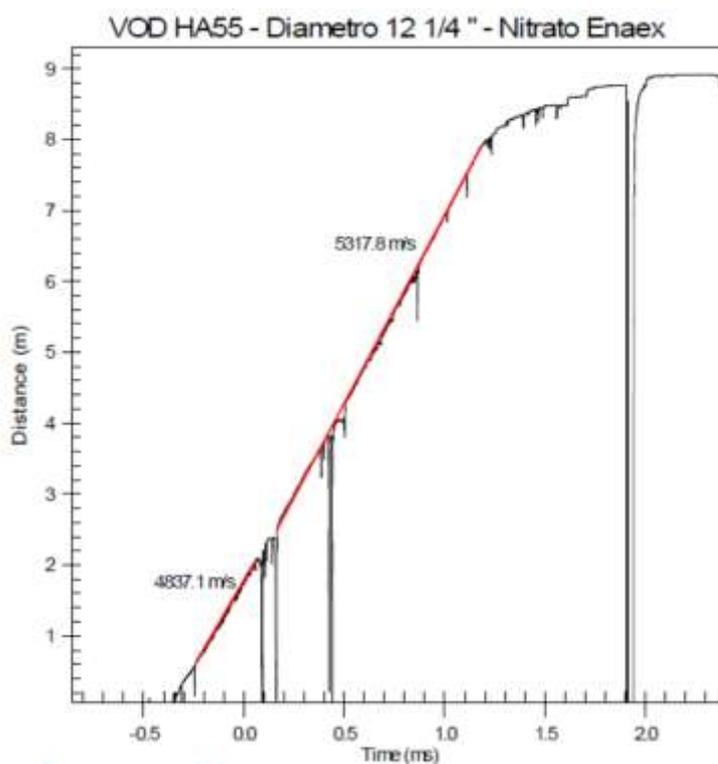


Figura 0,3 Velocidad de detonación en la Línea base 1

Fuente: Asistencia técnica FAMESA.

C. Cálculo de la Presión de Detonación

Con los datos obtenidos reemplazamos en la fórmula presentada:

$$P_d = 0.25 * \rho_{exp} * (VOD)^2 * 10^{-3}$$
$$P_d = 0.25 * 1.28 * (5,317.8)^2 * 10^{-3}$$
$$P_d = 9,049.27 \text{ MPa}$$

Dónde:

P_d = presión de detonación del explosivo (MPa).

ρ_{exp} = densidad del explosivo (gr/cc).

VOD = velocidad de detonación del explosivo (m/s).

D. Medición de la Fragmentación

Para la medición de la fragmentación se utilizó la técnica tradicional de análisis de fotos tomadas con una escala de referencia.



Figura 0,4 Resultados de fragmentación Línea base 1

Fuente: Elaboración propia.



Figura 0,5 Resultados de fragmentación Línea base 1

Fuente: Elaboración propia.

Luego de procesadas las imágenes se obtuvieron los siguientes resultados:

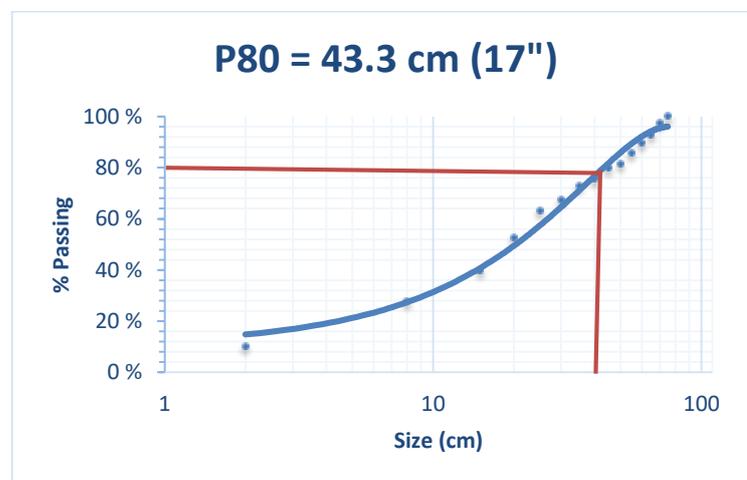


Figura 0,6 Distribución granulométrica y P80 en la Línea base 1

Fuente: Elaboración propia.

Como se demuestra el resultado del P80 obtenido (17") es elevado y afecta la productividad de los siguientes procesos, por lo cual es necesario hacer algunos cambios.

E. Medición de la Producción Horaria de Pala

Se hizo una toma de tiempos para poder estimar la producción horaria de la pala que minó el proyecto, a continuación, se muestra los resultados comparados con la producción horaria estándar estimada para las palas de 15 yd³ (1,228.2 tm/hr).

Tabla 0,3 Producción horaria de la pala en la línea base 1

Línea base 1					
Equipo	Producción de pala (tm/hr)				
Pala 36	Producción Estándar	Día 1	Día 2	Día 3	Promedio
	1,228.2	1,182.60	1,182.20	1,182.60	1,182.47

Fuente: Elaboración propia

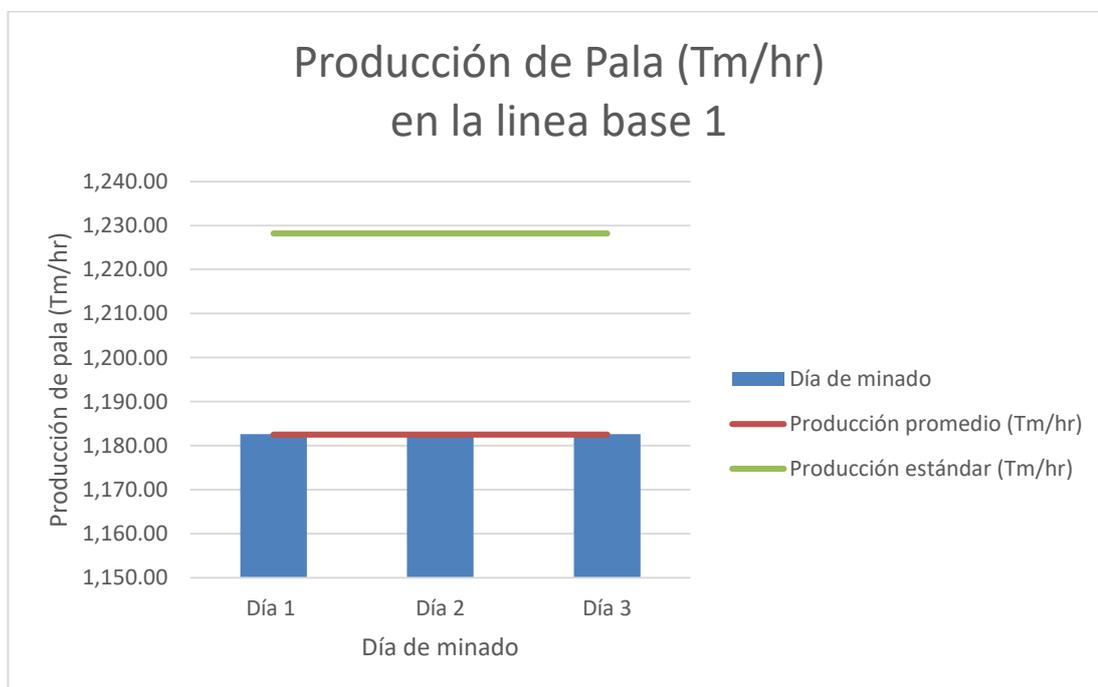


Figura 0,7 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la línea base 1

Fuente: Elaboración propia.

4.1.2. Mina 4 Disparo 4O-629 #09

4.1.2.1. *Diseño de Perforación y Voladura*

Tabla 0,4 Parámetros de perforación y voladura

Diseño de Perforación y Voladura	
Diámetro (pulg)	12 ¼
Burden (m)	5.2
Espaciamiento (m)	6
Altura de Banco (m)	12
Sobre perforación (m)	1
Longitud de Carga (m)	8
Taco (m)	5
Densidad de Explosivo HA55 (gr/cc)	1.28
Densidad Lineal de Carga (kg/m)	97.4
Carga Total (kg)	779.1
Densidad de Roca (gr/cc)	4.4
Toneladas Rotas / Taladro	1647.4
Factor de Carga (kg/ton)	0.47

Fuente: Elaboración propia

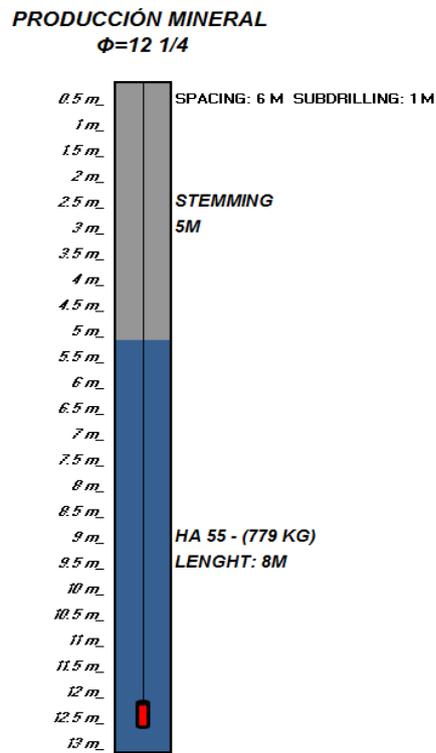


Figura 0,8 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro

Fuente: Elaboración propia.

4.1.2.2. Conexión y Secuencia de Voladura

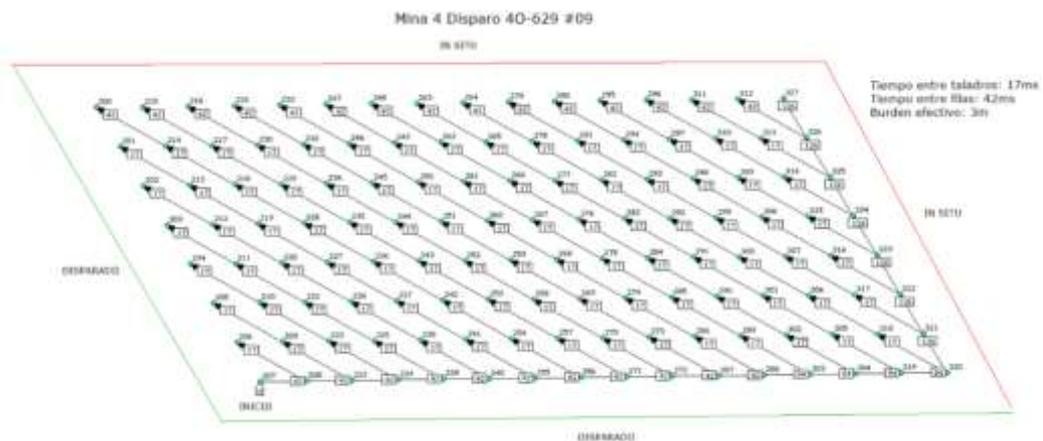


Figura 0,9 Conexión y secuencia de voladura de la Línea base 2

Fuente: Elaboración propia.

4.1.2.3. Mediciones de Campo

A. Medición de la Densidad del Explosivo

Tabla 0,5 Control de densidades en la mina

Explosivo	Nitrato de amonio	Emulsión	Peso del recipiente (gr)	Volumen (cc)	Peso total (gr)	Densidad (gr)
HA55	Nitroprill	Matriz	475	302	864	1.288
HA55	Nitroprill	Matriz	475	302	865	1.291
HA55	Nitroprill	Matriz	475	302	863	1.285
HA55	Nitroprill	Matriz	475	302	866	1.295
HA55	Nitroprill	Matriz	475	302	864	1.288
					Promedio	1.289

Fuente: Elaboración propia

B. Medición de la VOD

Para este proyecto la VOD medido fue de 5,397.3 m/s.

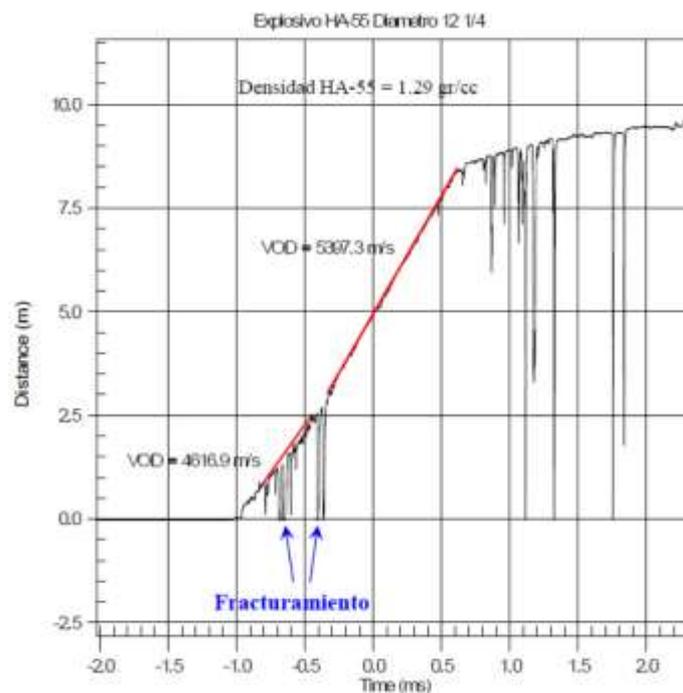


Figura 0,10 Velocidad de detonación en la Línea base 2

Fuente: Asistencia técnica EXSA.

C. Cálculo de la Presión de Detonación

Con los datos obtenidos reemplazamos en la fórmula presentada:

$$P_d = 0.25 * \rho_{exp} * (VOD)^2 * 10^{-3}$$

$$P_d = 0.25 * 1.29 * (5,397.3)^2 * 10^{-3}$$

$$P_d = 9,394.69 \text{ MPa}$$

Dónde:

P_d = presión de detonación del explosivo (MPa).

ρ_{exp} = densidad del explosivo (gr/cc).

VOD = velocidad de detonación del explosivo (m/s).

D. Medición de la Fragmentación

La medición de la fragmentación para este proyecto nos dio un P80 de 13.4", un valor que indica una mejor fragmentación que en el proyecto anterior pero aún muy por encima del valor objetivo. Lo diferente en este proyecto es que para la secuencia de salida se utilizó la diagonal larga para reducir el burden efectivo, esto ayudó a mejorar la fragmentación.



Figura 0,11 Resultados de fragmentación Línea base 2

Fuente: Elaboración propia.



Figura 0,12 Resultados de fragmentación Línea base 2

Fuente: Elaboración propia.

Luego de procesadas las imágenes se obtuvieron los siguientes resultados:

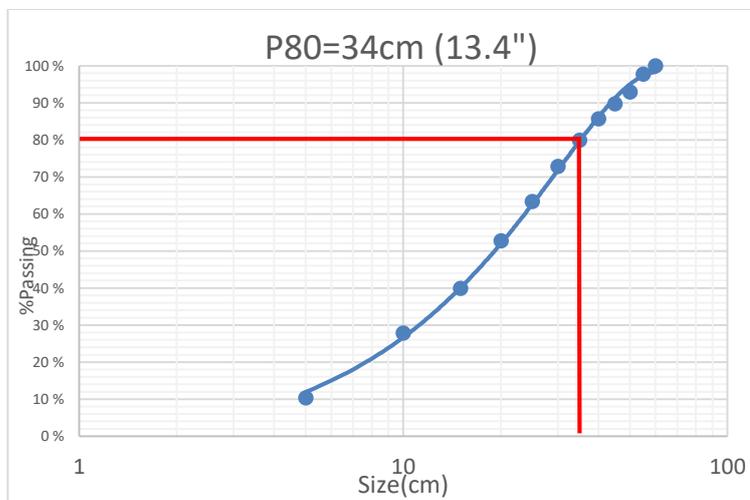


Figura 0,13 Distribución granulométrica y P80 en la Línea base 2

Fuente: Elaboración propia.

E. Medición de la Producción Horaria de Pala

Se hizo una toma de tiempos para poder estimar la producción horaria de la pala que minó el proyecto, a continuación, se muestra los resultados comparados con la producción horaria estándar estimada para las palas de 15 yd³ (1,228.2 tm/hr).

Tabla 0,6 Producción horaria de la pala en la línea base 2

Línea base 2					
Equipo	Producción de pala (tm/hr)				
Pala 35	Producción Estándar	Día 1	Día 2	Día 3	Promedio
	1,228.2	1,188.30	1,196.50	1,195.30	1,193.37

Fuente: Elaboración propia

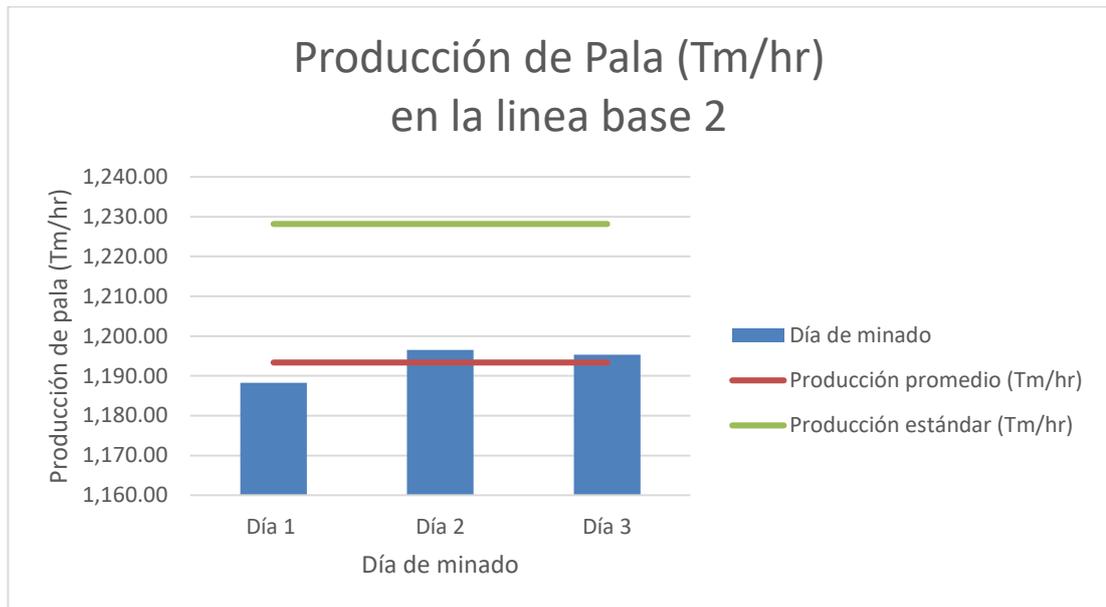


Figura 0,14 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la línea base 2

Fuente: Elaboración propia.

4.2. PRUEBAS

4.2.1. Primera Prueba

Se empezó a utilizar la emulsión gasificada, para esta primera prueba se mantuvo la altura de carga y taco utilizados con la emulsión matriz, también se decidió mantener la diagonal larga para la secuencia de salida por dar mejores resultados que la diagonal corta usada normalmente.

4.2.1.1. *Diseño de Perforación y Voladura*

Tabla 0,7 Parámetros de perforación y voladura

Diseño de Perforación y Voladura	
Diámetro (pulg)	12 1/4
Burden (m)	5.2
Espaciamiento (m)	6
Altura de Banco (m)	12
Sobre perforación (m)	1
Longitud de Carga Inicial (m)	7.5
Longitud de Carga Final (m)	8
Taco (m)	5
Densidad Media del Explosivo HA55 (gr/cc)	1.22
Densidad Lineal de Carga (kg/m)	92.8
Carga Total (kg)	742.5
Densidad de Roca (gr/cc)	4.4
Toneladas Rotas / Taladro	1647.4
Factor de Carga (kg/ton)	0.45

Fuente: Elaboración propia

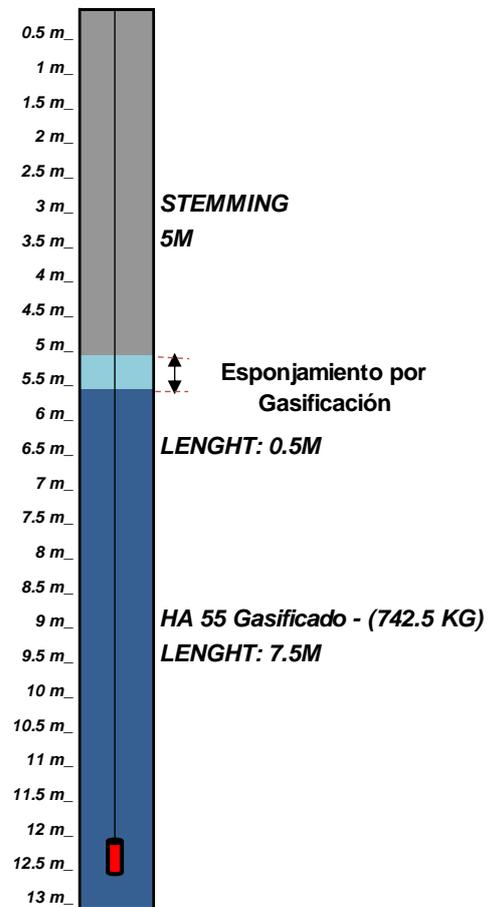


Figura 0,15 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro

Fuente: Elaboración propia.

4.2.1.2. **Conexión y Secuencia de Voladura**

Para este disparo se usó la salida en “V” pero manteniendo la diagonal larga, esto para no ensuciar el área de perforación del siguiente proyecto.

Se controla veinte minutos, se elimina el material que rebalsa el vaso volumétrico (producto de la gasificación) y se vuelve a pesar. Se recomienda medir la densidad cada 5 minutos para cuantificar el proceso de esponjamiento. A continuación, se presentan los materiales necesarios para realizar la medición, los cuales forman parte de un kit obligatorio que tiene que tener cada camión-fábrica:

- Balanza
- Vaso volumétrico de 1 litro
- Trapos y espátula para limpieza

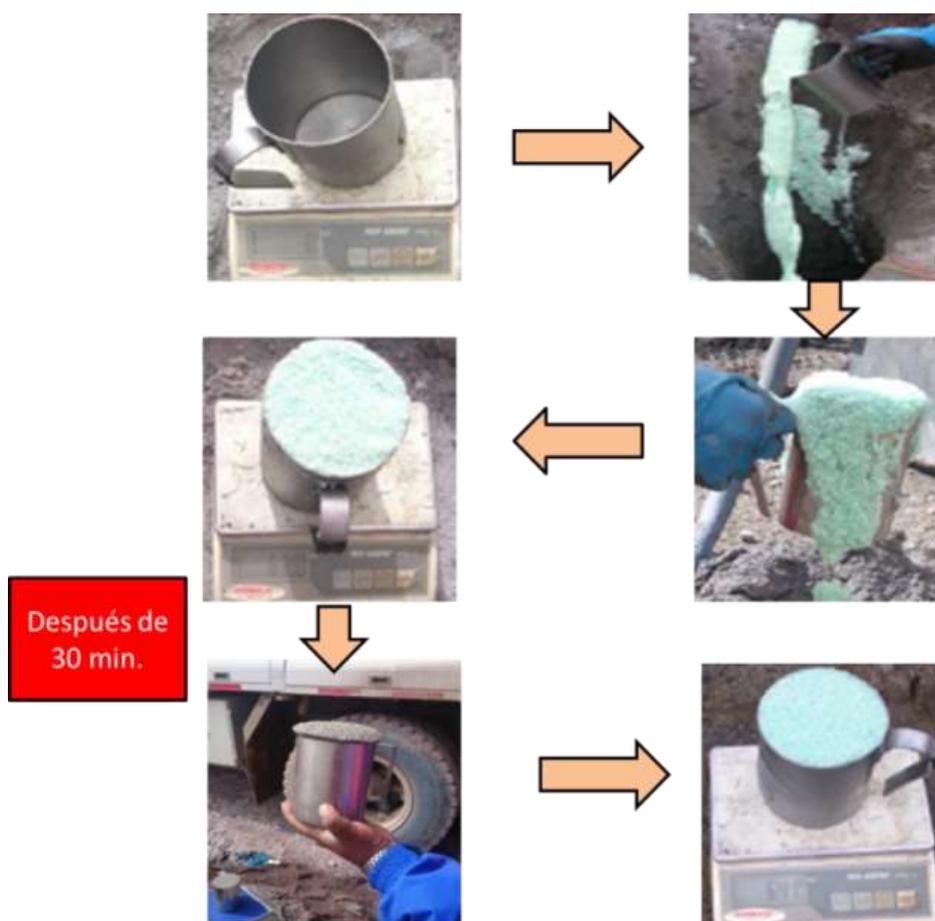


Figura 0,17 Toma de densidad en el proceso de gasificación

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 0,8 Medición de densidades para el proyecto 4O-629 #11

Tiempo de gasificación (min)	Densidad camión 1 (gr/cc)	Densidad camión 2 (gr/cc)	Promedio	Densidad inicial (gr/cc)	Densidad media (gr/cc)	Densidad final (gr/cc)
0	1.281	1.287	1.284			
5	1.225	1.228	1.2265			
10	1.196	1.197	1.1965			
15	1.178	1.175	1.1765	1.284	1.218	1.152
20	1.168	1.164	1.166			
25	1.163	1.157	1.16			
30	1.152	1.152	1.152			

Fuente: Elaboración propia

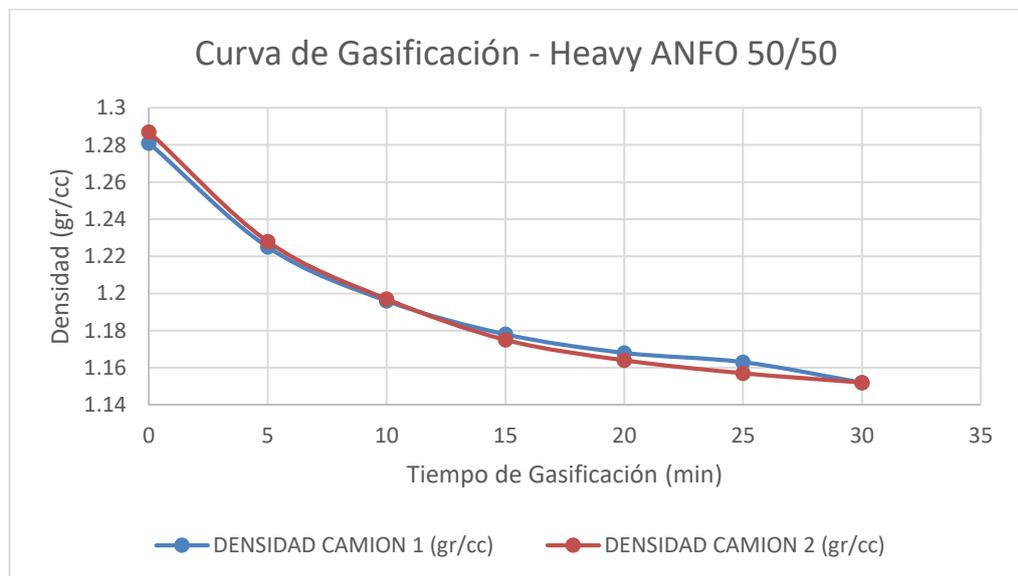


Figura 0,18 Cambio de la densidad en el tiempo durante la gasificación Prueba 1

Fuente: Elaboración propia.

B. Medición de la VOD

Para este proyecto la VOD medido fue de 5,691.2 m/s.

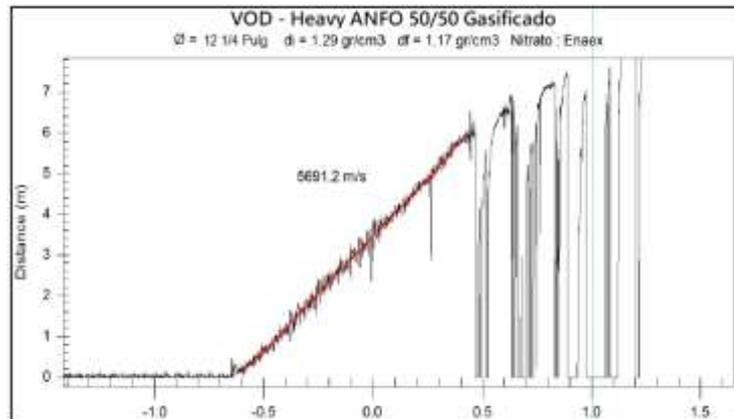


Figura 0,19 Velocidad de detonación en la Prueba 1

Fuente: Asistencia técnica FAMESA.

C. Cálculo de la Presión de Detonación

Con los datos obtenidos reemplazamos en la fórmula presentada:

$$P_d = 0.25 * \rho_{exp} * (VOD)^2 * 10^{-3}$$

$$P_d = 0.25 * 1.22 * (5,691.2)^2 * 10^{-3}$$

$$P_d = 9,878.87 \text{ MPa}$$

Dónde:

P_d = presión de detonación del explosivo (MPa).

ρ_{exp} = densidad del explosivo (gr/cc).

VOD = velocidad de detonación del explosivo (m/s).

D. Medición de la Fragmentación

La medición de la fragmentación para este proyecto nos dio un P80 de 11.36", un valor que indica una mejora significativa de la fragmentación que en los proyectos de línea base. La disminución del burden efectivo también ayudo a conseguir una mejor fragmentación, por lo que para las siguientes pruebas se seguirá utilizando. A continuación, se muestra el resultado obtenido.



Figura 0,20 Resultados de fragmentación en la Prueba 1

Fuente: Elaboración propia.



Figura 0,21 Resultados de fragmentación en la Prueba 1

Fuente: Elaboración propia.

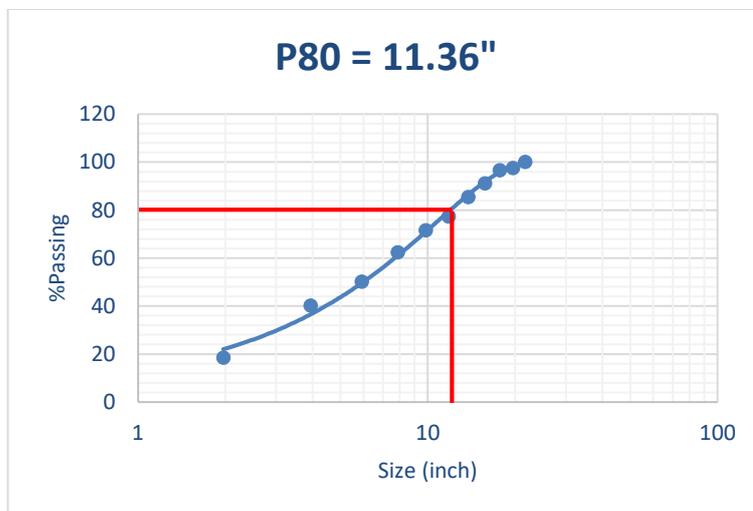


Figura 0,22 Curva granulométrica y P80 de la Prueba 1

Fuente: Elaboración propia.

E. Medición de la Producción Horaria de Pala

Se hizo una toma de tiempos para poder estimar la producción horaria de la pala que minó el proyecto, a continuación, se muestra los resultados comparados con la producción horaria estándar estimada para las palas de 15 yd³ (1,228.2 tm/hr).

Tabla 0,9 Producción horaria de la pala en la prueba 1

Equipo	Prueba 1				
	Producción Estándar	Producción de pala (tm/hr)			Promedio
Pala 36		Día 1	Día 2	Día 3	
	1,228.2	1,195.20	1,204.30	1,206.40	1,201.97

Fuente: Elaboración propia

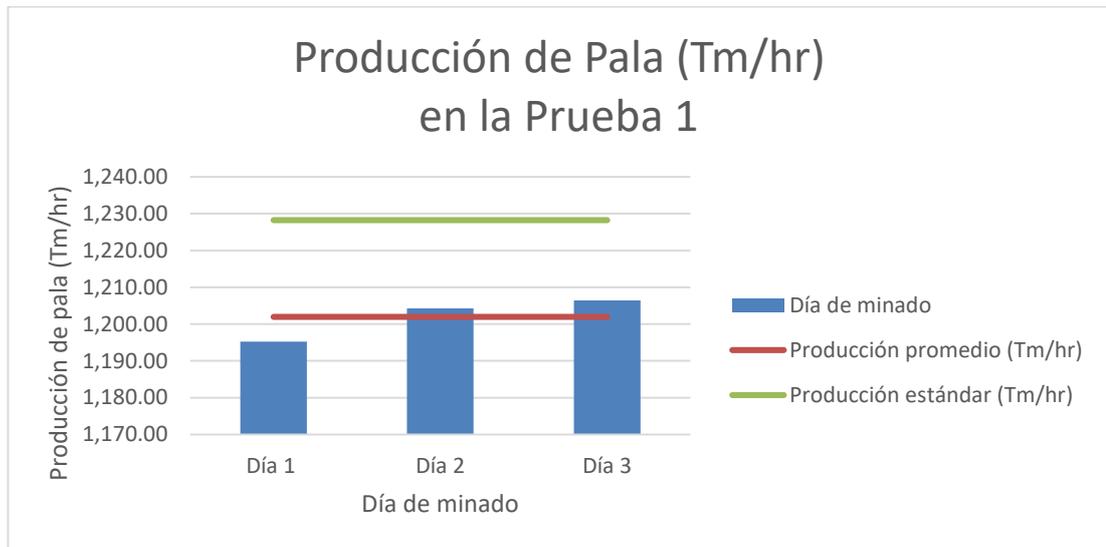


Figura 0,23 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la prueba 1

Fuente: Elaboración propia.

4.2.2. Segunda Prueba

Dado a que a pesar de la mejora significativa de la fragmentación todavía estamos lejos del resultado esperado para la siguiente prueba se decidió hacer un cambio en la malla de perforación.

Se redujo el espaciamiento de 6m a 5.5m manteniendo la geometría triangular equilátera, por lo cual el burden de perforación también se redujo a 4.76m. De la primera prueba se va a mantener la altura de carga de emulsión gasificada y la diagonal larga en la secuencia de salida.

4.2.2.1. Diseño de Perforación y Voladura

Tabla 0,10 Parámetros de perforación y voladura

Diseño de Perforación y Voladura	
Diámetro (pulg)	12 1/4
Burden (m)	4.76
Espaciamiento (m)	5.5
Altura de Banco (m)	12
Sobre perforación (m)	1
Longitud de Carga Inicial (m)	7.5
Longitud de Carga Final (m)	8
Taco (m)	5
Densidad Media del Explosivo HA55 (gr/cc)	1.22
Densidad Lineal de Carga (kg/m)	92.8
Carga Total (kg)	742.4
Densidad de Roca (gr/cc)	4.4
Toneladas Rotas / Taladro	1383.22
Factor de Carga (kg/ton)	0.54

Fuente: Elaboración propia

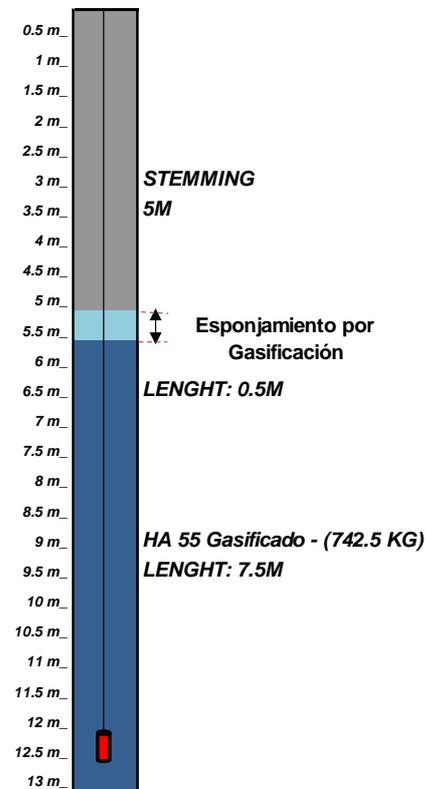


Figura 0,24 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro

Fuente: Elaboración propia.

4.2.2.2. **Conexión y Secuencia de Voladura**

Para este proyecto se usó la salida en “Echelón” manteniendo la diagonal larga, para no ensuciar el área de perforación del siguiente proyecto y para aliviar la secuencia en las últimas filas de la voladura se aumentó progresivamente el tiempo entre filas, esto facilita el desplazamiento del material y disminuye el daño al siguiente proyecto.



Figura 0,25 Conexión y secuencia de voladura de la Prueba 2

Fuente: Elaboración propia.

4.2.2.3. Mediciones de Campo

A. Medición de la Densidad del Explosivo

Para la medición de la densidad se hizo el mismo procedimiento que para la primera prueba en el proceso de gasificación.

Tabla 0,11 Medición de densidades para el proyecto 4P-617 #02

Tiempo de gasificación (min)	Densidad camión 1 (gr/cc)	Densidad camión 2 (gr/cc)	Promedio	Densidad inicial (gr/cc)	Densidad media (gr/cc)	Densidad final (gr/cc)
0	1.28	1.287	1.284			
5	1.223	1.227	1.225			
10	1.194	1.198	1.196			
15	1.176	1.175	1.176	1.283	1.219	1.153
20	1.167	1.164	1.166			
25	1.164	1.157	1.161			
30	1.153	1.151	1.152			

Fuente: Elaboración propia

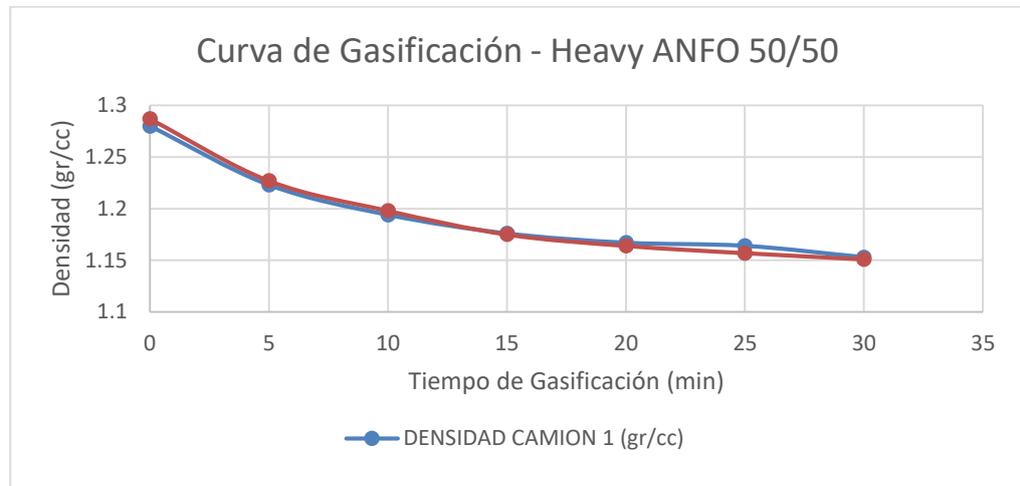


Figura 0,26 Cambio de la densidad en el tiempo durante la gasificación Prueba 2

Fuente: Elaboración propia.

B. Medición de la VOD

Para este proyecto el VOD medido fue de 5,598.2 m/s, este valor medido es menor que en la primera prueba, pero aún se encuentra por encima de la emulsión matriz tradicional.

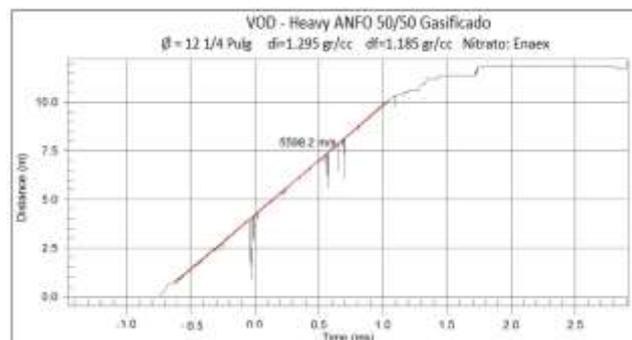


Figura 0,27 Velocidad de detonación en la Prueba 2

Fuente: Asistencia técnica FAMESA.

C. Cálculo de la Presión de Detonación

Se procede a calcular la presión de detonación con la fórmula ya usada.

$$P_d = 0.25 * \rho_{exp} * (VOD)^2 * 10^{-3}$$

$$P_d = 0.25 * 1.22 * (5,598.2)^2 * 10^{-3}$$

$$P_d = 9,558.65 \text{ MPa}$$

Dónde:

P_d = presión de detonación del explosivo (MPa).

ρ_{exp} = densidad del explosivo (gr/cc).

VOD = velocidad de detonación del explosivo (m/s).

D. Medición de la Fragmentación

La medición de la fragmentación para este proyecto nos dio un P80 de 8.64", el reducir el espaciamiento de 6m a 5.5m sumado al uso de emulsión gasificada y la diagonal larga en la secuencia de voladura ha mejorado la fragmentación significativamente, se evaluará el incremento del costo de perforación, pero es bien sabido que mayor impacto tendrá la reducción de los costos operativos siguientes. Para el siguiente disparo no se hará ninguna modificación respecto a esta prueba para ver si se obtiene un resultado similar.



Figura 0,28 Resultados de fragmentación en la Prueba 2

Fuente: Elaboración propia.



Figura 0,29 Resultados de fragmentación en la Prueba 2

Fuente: Elaboración propia.

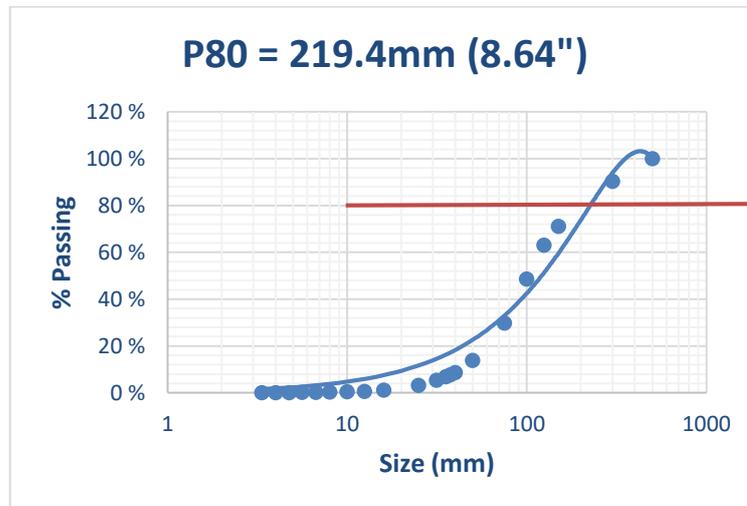


Figura 0,30 Curva granulométrica y P80 de la Prueba 2

Fuente: Elaboración propia.

E. Medición de Producción Horaria de Pala

Se hizo una toma de tiempos para poder estimar la producción horaria de la pala que minó el proyecto, a continuación, se muestra los resultados comparados con la producción horaria estándar estimada para las palas de 15 yd³ (1,228.2 tm/hr).

Tabla 0,12 Producción horaria de la pala en la prueba 2

		Prueba 2			
Equipo		Producción de pala (tm/hr)			
Pala 36	Producción Estándar				
		1,228.2	1,227.60	1,235.70	1,235.80

Fuente: Elaboración propia

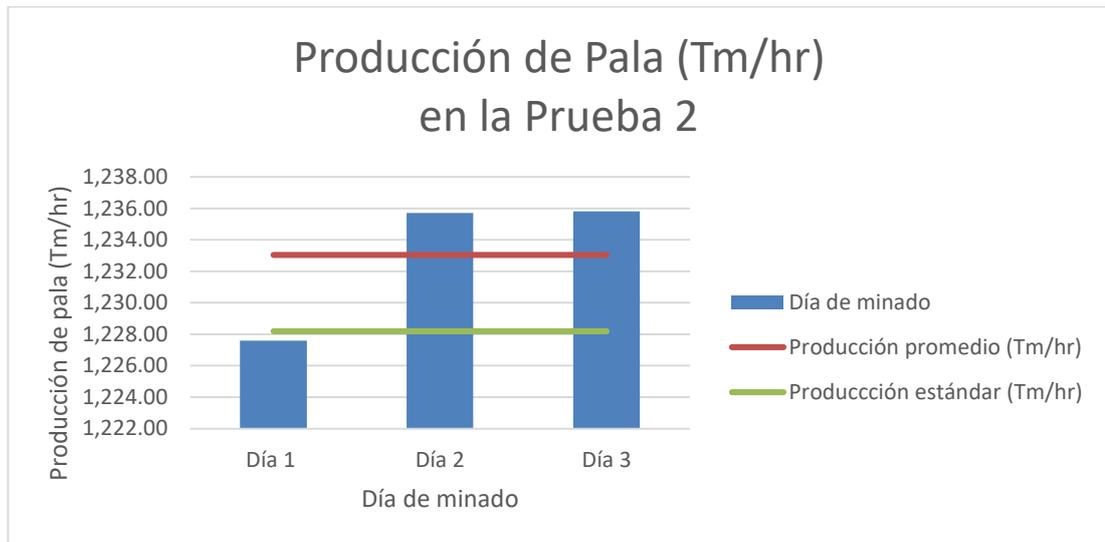


Figura 0,31 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la prueba 2

Fuente: Elaboración propia.

4.2.3. Tercera Prueba

Como se mencionó para la tercera prueba se va a utilizar los mismos parámetros de perforación y voladura para obtener un resultado similar al anterior y comprobar las ventajas del uso de la emulsión gasificada junto a otros cambios realizados en las pruebas respecto a lo estándar.

4.2.3.1. Diseño de Perforación y Voladura

Tabla 0,13 Parámetros de perforación y voladura

Diseño de Perforación y Voladura	
Diámetro (pulg)	12 1/4
Burden (m)	4.76
Espaciamiento (m)	5.5
Altura de Banco (m)	12
Sobre perforación (m)	1
Longitud de Carga Inicial (m)	7.5
Longitud de Carga Final (m)	8
Taco (m)	5
Densidad Media del Explosivo HA55 (gr/cc)	1.22
Densidad Lineal de Carga (kg/m)	92.8
Carga Total (kg)	742.4
Densidad de Roca (gr/cc)	4.4
Toneladas Rotas / Taladro	1383.22
Factor de Carga (kg/ton)	0.54

Fuente: Elaboración propia

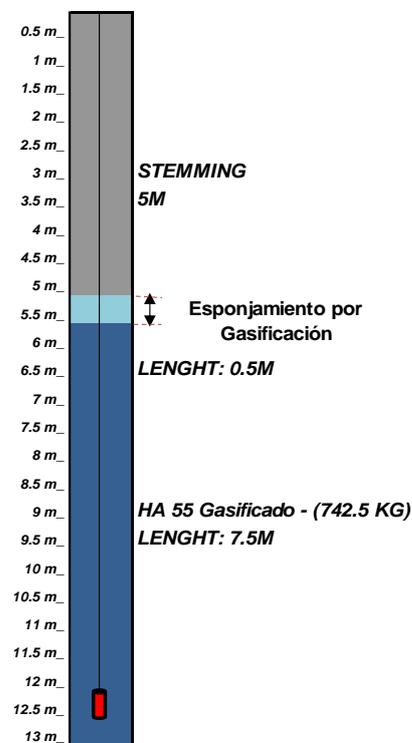


Figura 0,32 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro

Fuente: Elaboración propia.

4.2.3.2. Conexión y Secuencia de Voladura

Este proyecto se mantuvo la secuencia de voladura usada en el proyecto anterior, aumentando progresivamente los tiempos entre filas hacia el final del proyecto.



Figura 0,33 Conexión y secuencia de voladura de la Prueba 3

Fuente: Elaboración propia.

4.2.3.3. Mediciones de Campo

A. Medición de la Densidad del Explosivo

Para la medición de la densidad se hizo el mismo procedimiento que para la primera prueba en el proceso de gasificación.

Tabla 0,14 Medición de densidades para el proyecto 4P-617 #03

Tiempo de gasificación (min)	Densidad camión 1 (gr/cc)	Densidad camión 2 (gr/cc)	Promedio	Densidad inicial (gr/cc)	Densidad media (gr/cc)	Densidad final (gr/cc)
0	1.295	1.282	1.284			
5	1.222	1.222	1.222			
10	1.196	1.195	1.196			
15	1.17	1.178	1.174	1.283	1.219	1.153
20	1.162	1.167	1.165			
25	1.16	1.159	1.160			
30	1.151	1.156	1.154			

Fuente: Elaboración propia

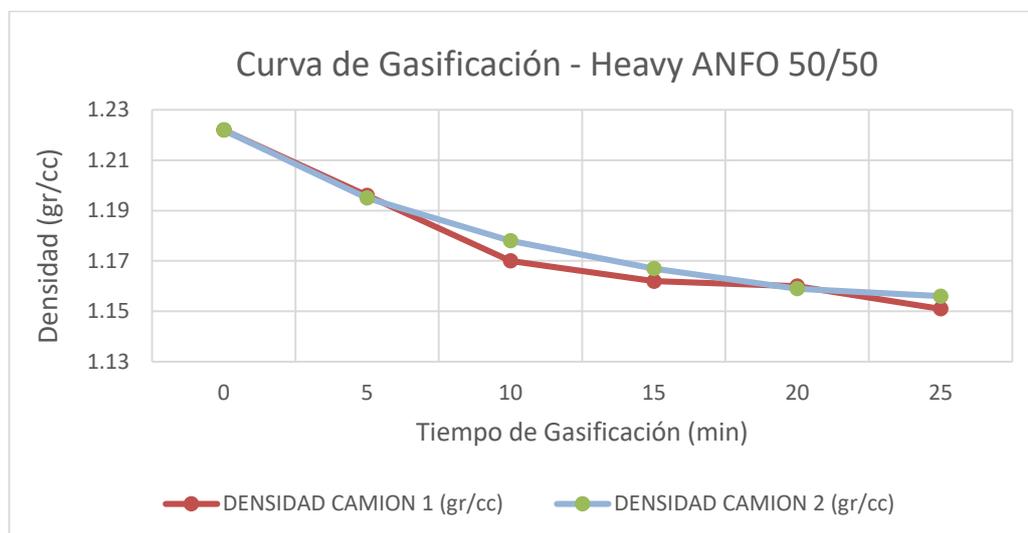


Figura 0,34 Cambio de la densidad en el tiempo durante la gasificación Prueba 3

Fuente: Elaboración propia.

B. Medición de la VOD

Para este proyecto el VOD medido fue de 5,780.3 m/s, este valor medido es menor que en la primera prueba, pero aún se encuentra por encima de la emulsión matriz tradicional.

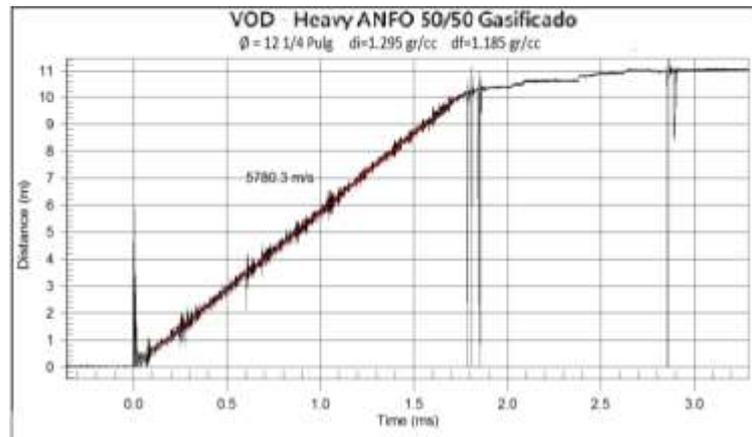


Figura 0,35 Velocidad de detonación en la Prueba 3

Fuente: Asistencia técnica EXSA.

C. Cálculo de la Presión de Detonación

Se procede a calcular la presión de detonación con la fórmula ya usada.

$$P_d = 0.25 * \rho_{exp} * (VOD)^2 * 10^{-3}$$

$$P_d = 0.25 * 1.22 * (5,780.3)^2 * 10^{-3}$$

$$P_d = 10,160.91 \text{ MPa}$$

Dónde:

P_d = presión de detonación del explosivo (MPa).

ρ_{exp} = densidad del explosivo (gr/cc).

VOD = velocidad de detonación del explosivo (m/s).

D. Medición de la Fragmentación

La medición de la fragmentación para este proyecto nos dio un P80 de 8.24", con este resultado se demuestra la efectividad de los cambios realizados en el diseño de perforación y voladura. El proveedor de accesorios de voladura nos recomendó hacer una última prueba con dos pequeñas modificaciones en el diseño de voladura que mejorarán aún más la fragmentación obtenida hasta ahora. En la siguiente prueba se explicará los cambios realizados.



Figura 0,36 Resultados de fragmentación en la Prueba 3

Fuente: Elaboración propia.



Figura 0,37 Resultados de fragmentación en la Prueba 3

Fuente: Elaboración propia.

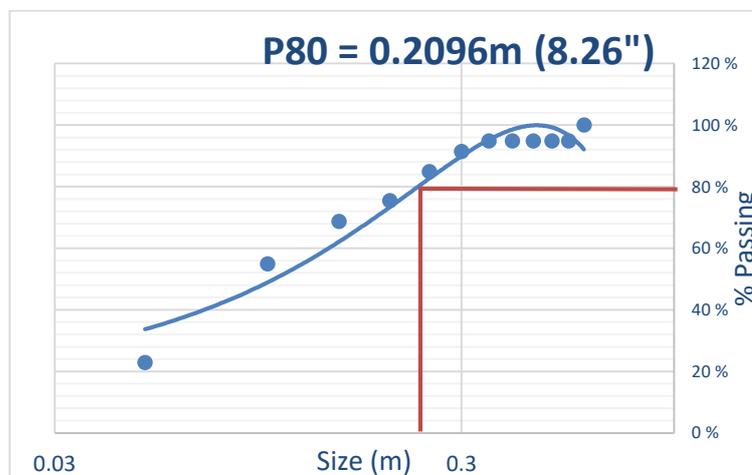


Figura 0,38 Curva granulométrica de la Prueba 3

Fuente: Elaboración propia

E. Medición de la Producción Horaria de Pala

Se hizo una toma de tiempos para poder estimar la producción horaria de la pala que minó el proyecto, a continuación, se muestra los resultados comparados con la producción horaria estándar estimada para las palas de 15 yd³ (1,228.2 tm/hr).

Tabla 0,15 Producción horaria de la pala en la prueba 3

Equipo	Prueba 3				
	Producción Estándar	Producción de pala (tm/hr)			Promedio
Pala 36	1,228.2	Día 1 1,238.60	Día 2 1,240.80	Día 3 1,245.10	1,241.50

Fuente: Elaboración propia

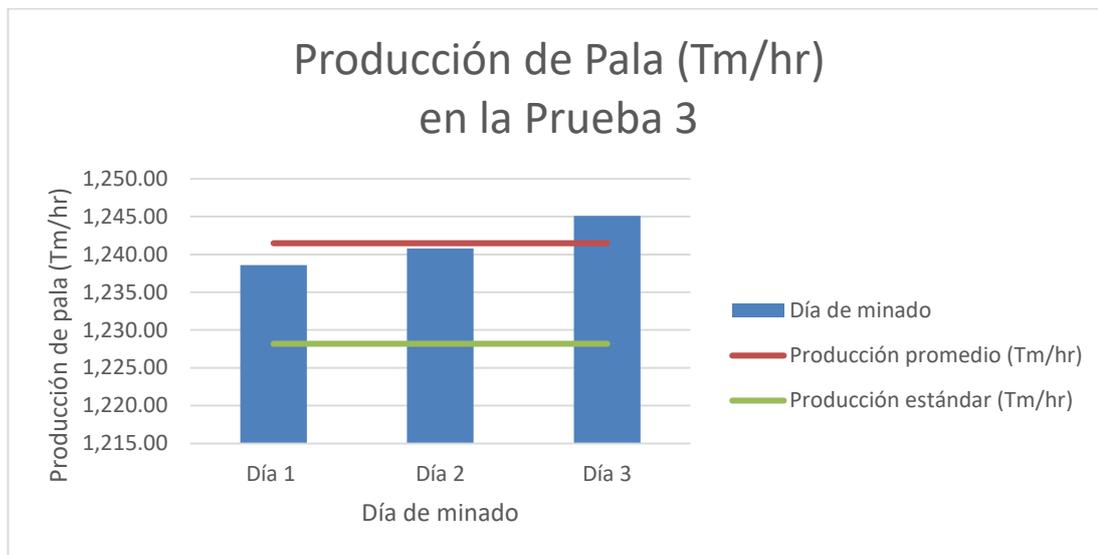


Figura 0,39 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la prueba 3

Fuente: Elaboración propia.

4.2.4. Cuarta Prueba

Como se mencionó para la cuarta prueba se hará dos modificaciones respecto a los diseños que han obtenido buenos resultados de fragmentación. Este cambio fue recomendado por la asistencia técnica de nuestro proveedor de accesorios de voladura.

Para la cuarta y última prueba se usará detonadores electrónicos por su mayor precisión respecto a los detonadores no eléctricos usados en nuestra operación.

Adicional a esto se modificaron los tiempos entre taladros y filas usados convencionalmente cambiándolos por tiempos cortos entre taladros y más

largos entre filas, adicionalmente se usará doble iniciación por taladro para generar ondas de choque hacia el centro de la columna de explosivo.

4.2.4.1. *Diseño de Perforación y Voladura*

Tabla 0,16 Parámetros de perforación y voladura

Diseño de Perforación y Voladura	
Diámetro (pulg)	12 1/4
Burden (m)	4.76
Espaciamiento (m)	5.5
Altura de Banco (m)	12
Sobre perforación (m)	1
Longitud de Carga Inicial (m)	7.5
Longitud de Carga Final (m)	8
Taco (m)	5
Densidad Media del Explosivo HA55 (gr/cc)	1.22
Densidad Lineal de Carga (kg/m)	92.8
Carga Total (kg)	742.4
Densidad de Roca (gr/cc)	4.4
Toneladas Rotas / Taladro	1383.22
Factor de Carga (kg/ton)	0.54
Tipo de Iniciación	Electrónica

Fuente: Elaboración propia

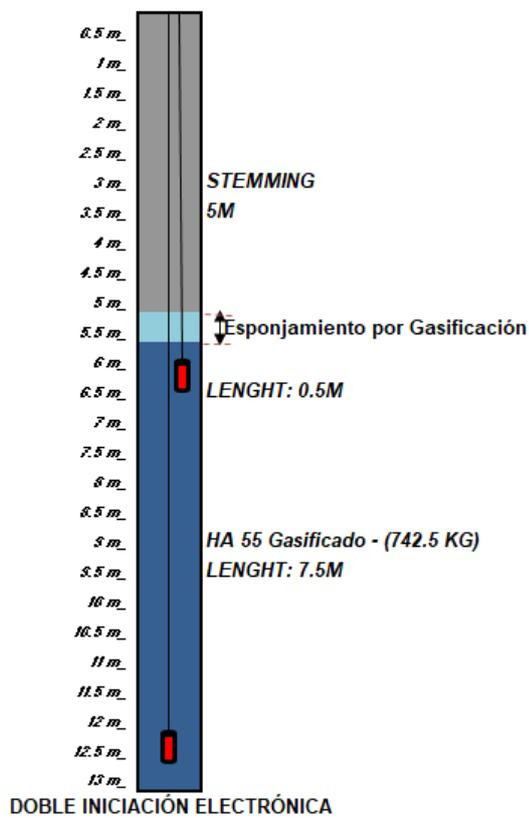


Figura 0,40 Distribución de la mezcla explosiva en el taladro

Fuente: Elaboración propia.

4.2.4.2. *Diseño de Secuencia de Voladura*

Para la secuencia de voladura se va a mantener la geometría de los diseños anteriores, la modificación será en los tiempos. Para el tiempo entre taladros se usará 2ms para buscar una mayor interacción de las ondas generadas entre taladros durante la voladura. Para el tiempo entre filas se empezará en 109 ms para buscar un mejor alivio fila a fila durante la voladura aumentando el tiempo progresivamente en las últimas filas del proyecto como se muestra a continuación.

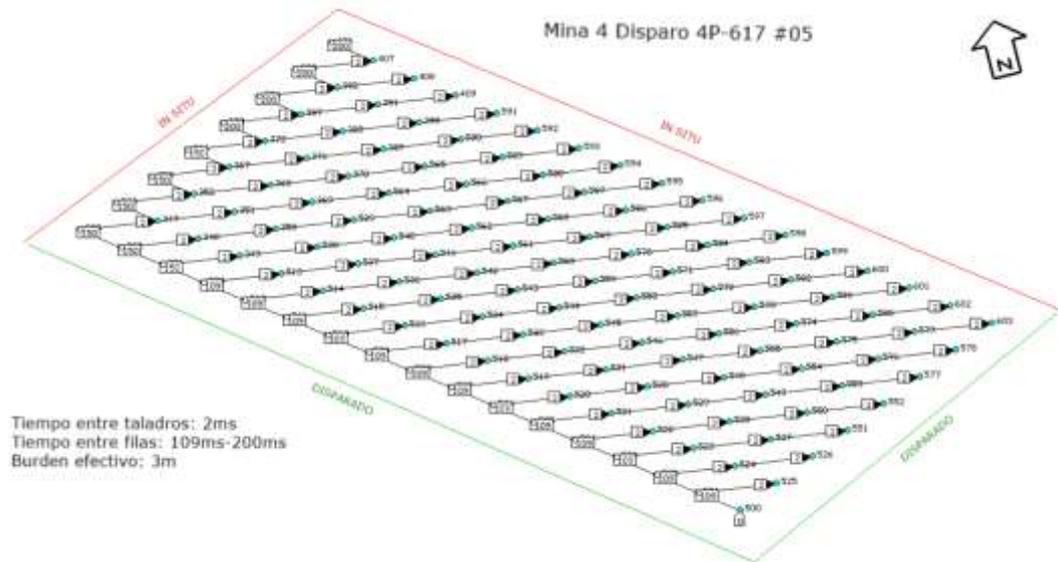


Figura 0,41 Conexión y secuencia de voladura de la Prueba 4

Fuente: Elaboración propia.

4.2.4.3. Mediciones de Campo

A. Medición de la Densidad

Para la medición de la densidad se hizo el mismo procedimiento que para la primera prueba en el proceso de gasificación.

Tabla 0,17 Medición de densidades para el proyecto 4P-617 #05

Tiempo de gasificación (min)	Densidad camión 1 (gr/cc)	Densidad camión 2 (gr/cc)	Promedio	Densidad inicial (gr/cc)	Densidad media (gr/cc)	Densidad final (gr/cc)
0	1.287	1.284	1.282			
5	1.220	1.229	1.225			
10	1.191	1.199	1.195			
15	1.179	1.171	1.175	1.281	1.216	1.150
20	1.168	1.162	1.165			
25	1.167	1.151	1.159			
30	1.158	1.152	1.155			

Fuente: Elaboración propia

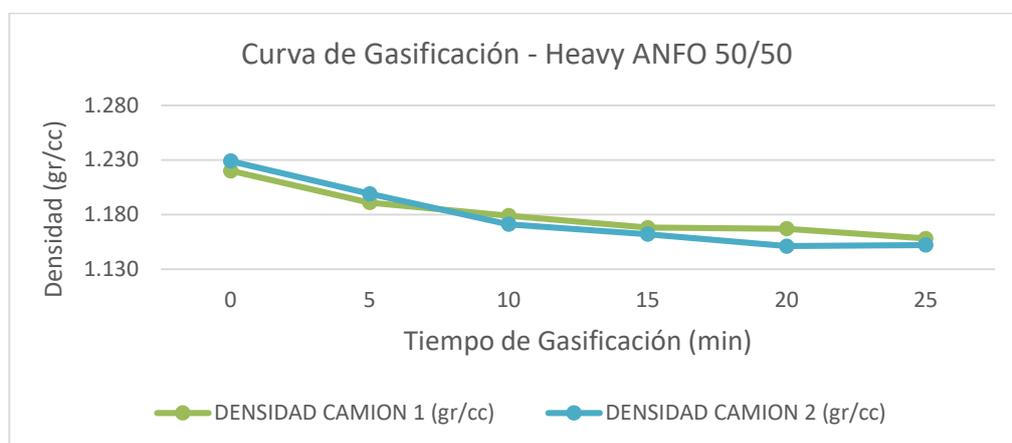


Figura 0,42 Cambio de la densidad en el tiempo durante la gasificación Prueba 4

Fuente: Elaboración propia.

B. Medición de la VOD

Para este proyecto el VOD medido fue de 5,703.1 m/s, este valor medido es menor que en la primera prueba, pero aún se encuentra por encima de la emulsión matriz tradicional.

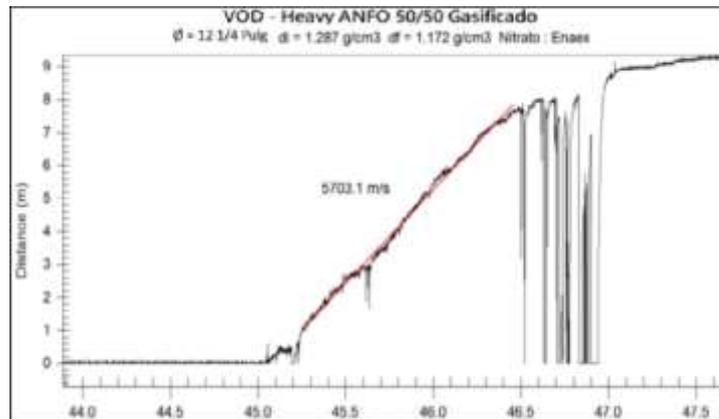


Figura 0,43 Velocidad de detonación en la Prueba 4

Fuente: Asistencia técnica FAMESA.

C. Cálculo de la Presión de Detonación

Se procede a calcular la presión de detonación con la fórmula ya usada.

$$P_d = 0.25 * \rho_{exp} * (VOD)^2 * 10^{-3}$$

$$P_d = 0.25 * 1.22 * (5,703.1)^2 * 10^{-3}$$

$$P_d = 9,920.23 \text{ MPa}$$

Dónde:

P_d = presión de detonación del explosivo (MPa).

ρ_{exp} = densidad del explosivo (gr/cc).

VOD = velocidad de detonación del explosivo (m/s).

D. Medición de la Fragmentación

La medición de la fragmentación para este proyecto nos dio un P80 de 7.54", la fragmentación se ha mejorado un poco con el uso de los detonadores electrónicos, se hará una evaluación económica de como varía el costo de perforación y voladura con el uso de este accesorio.



Figura 0,44 Resultados de fragmentación de la prueba 4

Fuente: Elaboración propia.



Figura 0,45 Resultados de fragmentación de la prueba 4

Fuente: Elaboración propia.

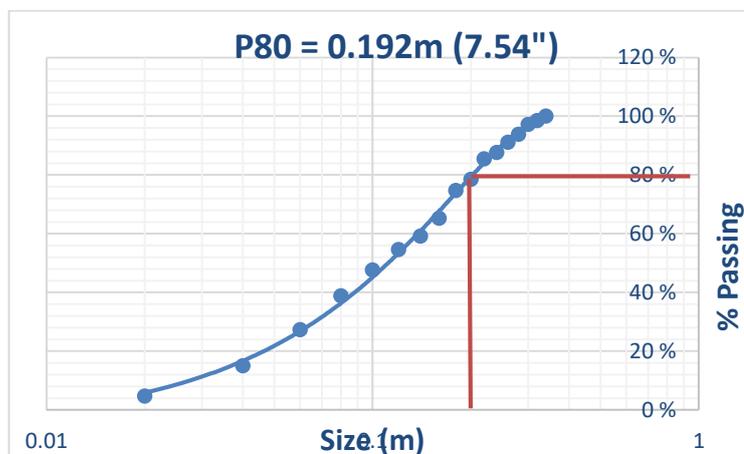


Figura 0,46 Curva granulométrica de la Prueba 4

Fuente: Elaboración propia.

E. Medición de la Producción Horaria de Pala

Se hizo una toma de tiempos para poder estimar la producción horaria de la pala que minó el proyecto, a continuación, se muestra los resultados comparados con la producción horaria estándar estimada para las palas de 15 yd³ (1,228.2 tm/hr).

Tabla 0,18 Producción horaria de la pala en la prueba 4

Prueba 4					
Equipo	Producción de pala (tm/hr)				
Pala 36	Producción Estándar	Día 1	Día 2	Día 3	Promedio
	1,228.2	1,238.90	1,248.90	1,247.50	1,245.10

Fuente: Elaboración propia

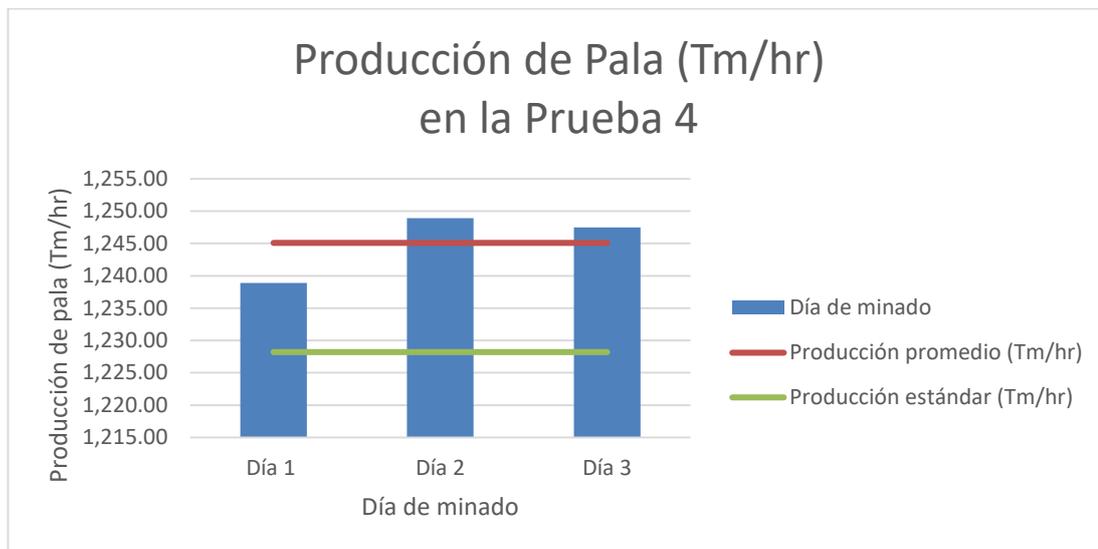


Figura 0,47 Comparación de resultados obtenidos de producción horaria de pala por día en la prueba 4

Fuente: Elaboración propia.

4.3. ANÁLISIS DE RESULTADOS

Para el análisis de resultados vamos a mostrar los parámetros más importantes medidos en cada una de las pruebas para poder cuantificar el beneficio obtenido por el uso de la emulsión gasificada y otros cambios en el diseño de perforación y voladura. También se evaluará si se ha cumplido con los objetivos de la presente tesis.

4.3.1. Resultados de Fragmentación

Los resultados de fragmentación muestran una mejora significativa del P80, con lo cual se ha cumplido con el principal objetivo de esta tesis, a continuación,

se mostrará todas las pruebas realizadas en un solo cuadro para hacer una mejor comparativa entre cada una.

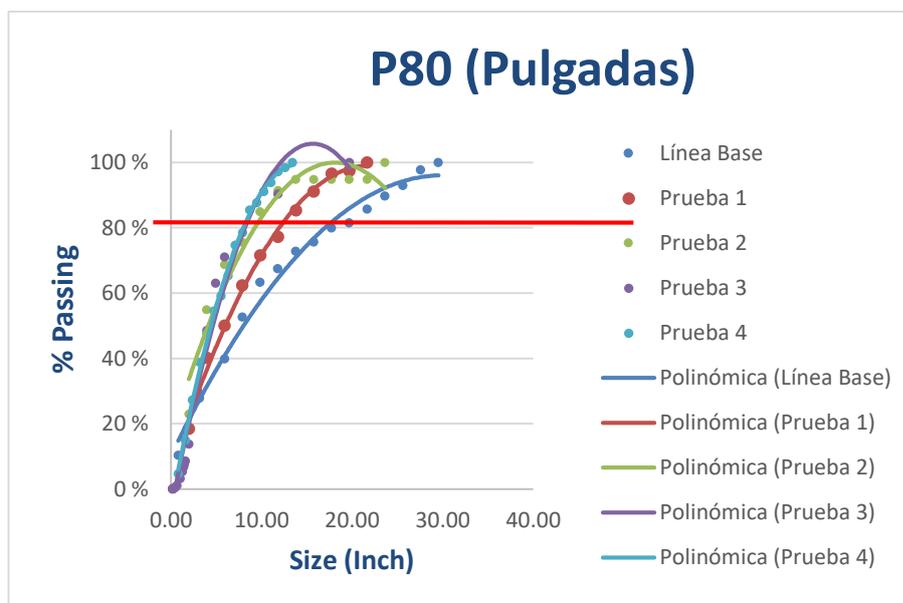


Figura 0,48 Comparación de la distribución granulométrica de la línea base y las 4 pruebas

Fuente: Elaboración propia.

De la figura se puede apreciar lo siguiente:

- El P80 se ha reducido de 17" hasta 7.54" en la última prueba, esto demuestra que usando la emulsión gasificada podemos conseguir un mejor resultado en la fragmentación para poder aumentar la producción y productividad de los procesos operativos siguientes.
- La diferencia entre la tercera y la cuarta prueba en términos de P80 no muestra mucha variación. Más adelante se apreciará la diferencia económica.

Se adicionará un gráfico que muestre un versus entre los P80 obtenidos y los factores de carga usados en la línea base y en las pruebas. Se va a apreciar que el factor de carga se tuvo que aumentar para obtener los resultados esperados.

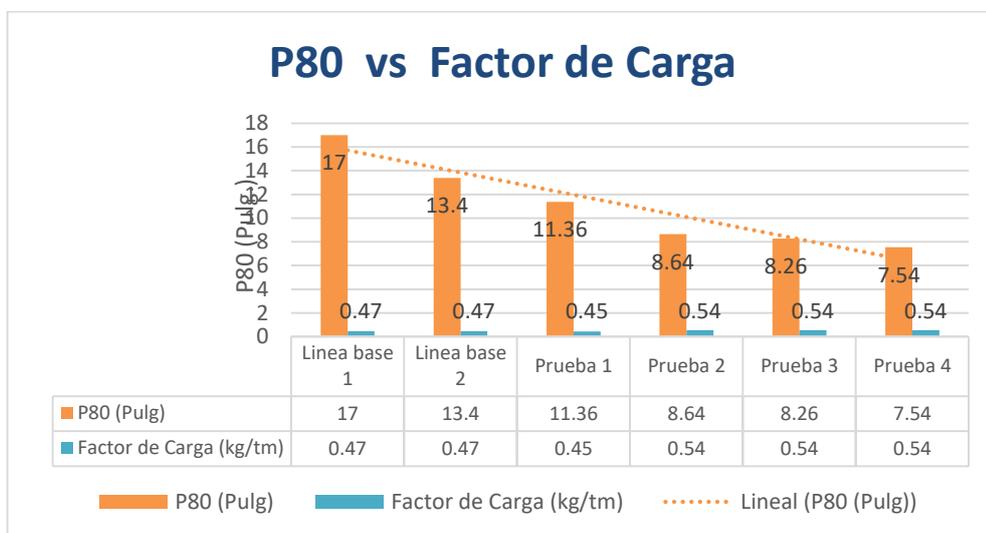


Figura 0,49 Comparación del P80 y el factor de carga de la línea base y las 4 pruebas

Fuente: Elaboración propia.

4.3.2. Resultados de VOD y Presión de Detonación

Dado que nuestro principal objetivo es obtener un menor P80 vamos a hacer una comparación entre la presión de detonación y la VOD obtenidos en la línea base y en todas las pruebas realizadas y ver su relación con el P80 obtenido.

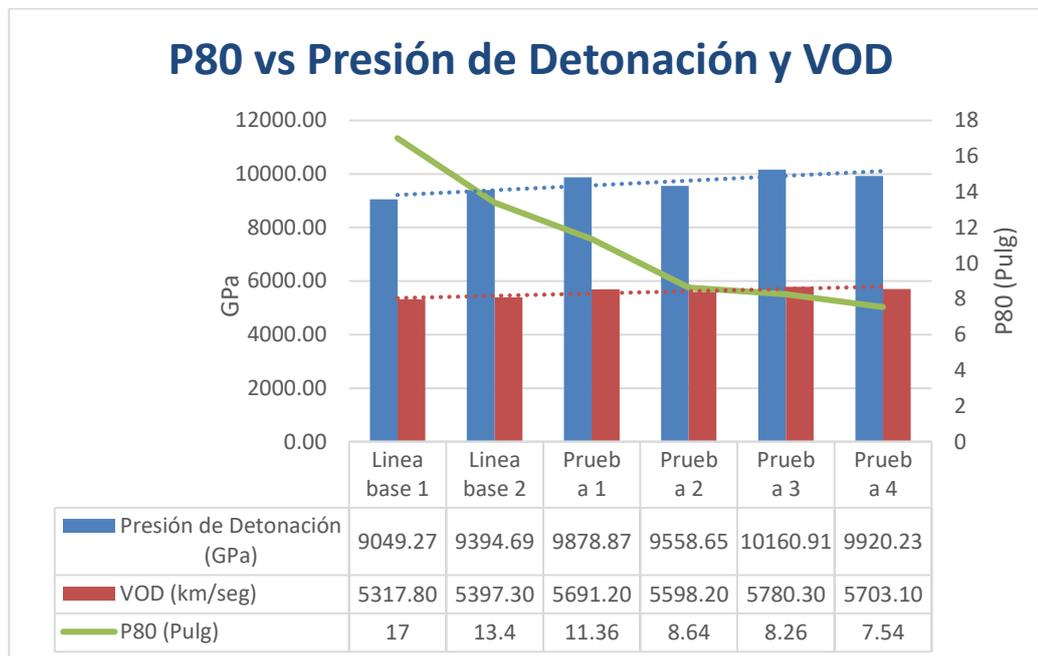


Figura 0,50 Comparación del P80, VOD y la presión de detonación de la línea base y las 4 pruebas

Fuente: Elaboración propia.

De la figura se puede apreciar lo siguiente:

- Hay una relación inversamente proporcional entre la VOD y presión de detonación contra el P80 obtenido, es decir que a mayores valores de VOD y presión de detonación se ha obtenido un P80 más bajo.
- Quedó demostrado la relación entre estas variables de diseño de voladura que hasta cierto punto podemos controlar para poder obtener una mejor fragmentación.
- Explosivos con mayor VOD y por ende mayor presión de detonación deberán tratar de usarse en lo sucesivo.

4.3.3. Resultados de Costos de Perforación y Voladura

De los resultados obtenidos es importante controlar como fue variando el costo de perforación y voladura con cada cambio realizado en las pruebas, esto para poder hacer variaciones en los estimados de costo de ser necesario.

A continuación, se mostrará cómo fue cambiando el costo de perforación y voladura (US\$/Tm) con respecto al principal objetivo, el P80.

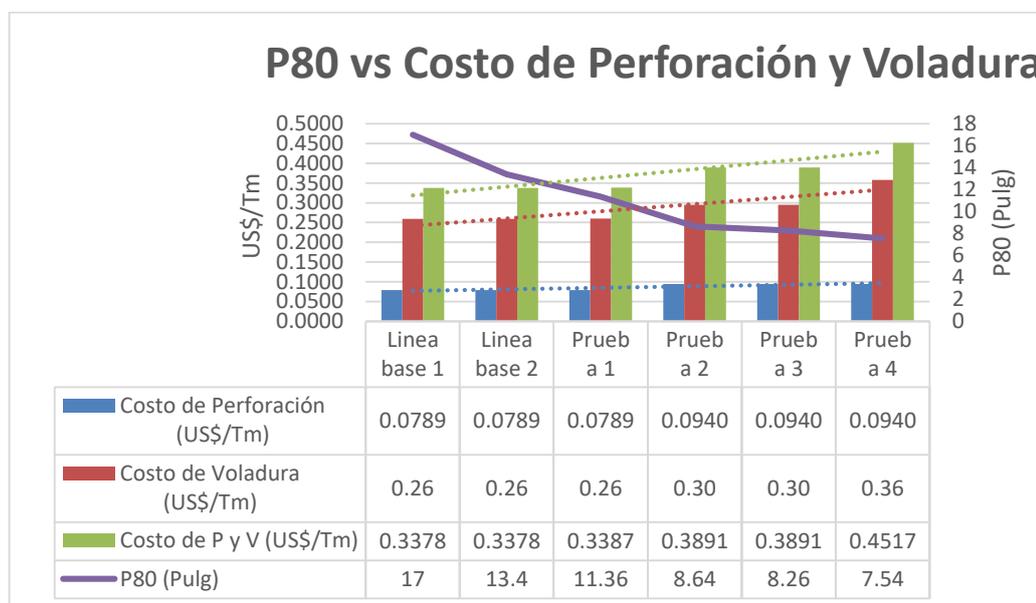


Figura 0,51 Comparación del P80, costo de perforación y costo de voladura de la línea base y las 4 pruebas

Fuente: Elaboración propia

Del gráfico se puede apreciar lo siguiente:

- Las mejoras en los resultados de fragmentación (P80) se lograron por incrementar el costo de perforación y voladura hasta un 30%.

- El costo de perforación se incrementó cuando se redujo el espaciamiento de la malla de perforación.
- El costo de voladura se incrementó por el menor tonelaje disparado por taladro al tener un espaciamiento menor, pero el costo de voladura sube significativamente en la última prueba donde se usó el detonador electrónico.
- El incremento del costo de perforación y voladura es justificado por la mejora significativa de la fragmentación por lo cual sólo se evaluará el uso del detonador electrónico por no haber mucha diferencia en P80 en las dos últimas pruebas.

4.3.4. Resultados de Producción Horaria de Pala

Para demostrar la relación entre de la reducción del P80 con la mejora de la producción de los equipos de carguío se hizo una toma de tiempos para estimar la producción horaria de las palas en cada escenario, a continuación, se muestra un cuadro comparativo con los resultados obtenidos.

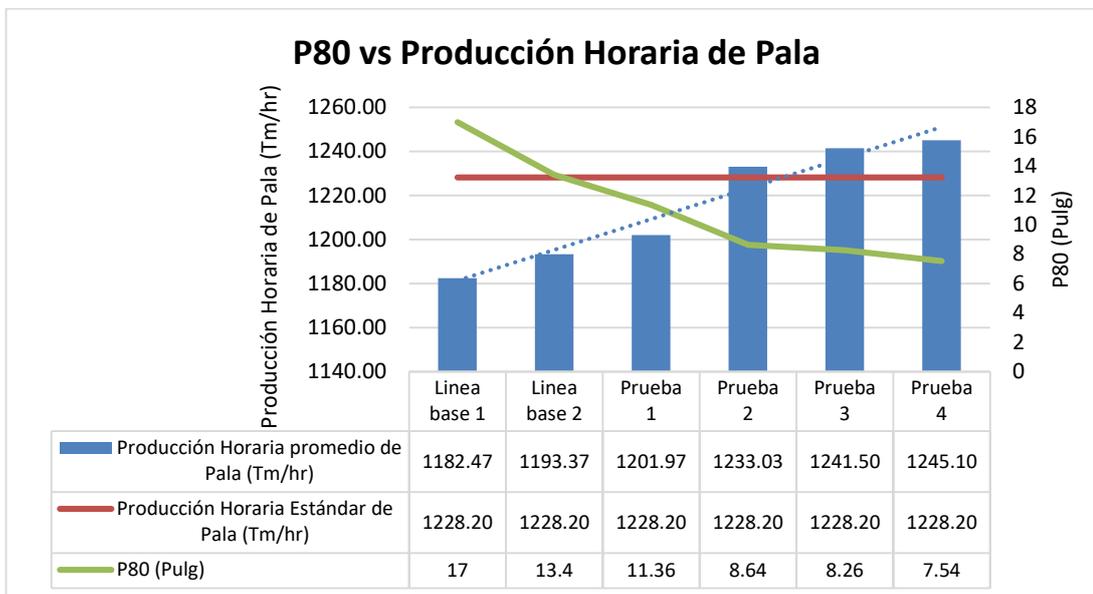


Figura 0,52 Comparación del P80, producción horaria de pala de la línea base y las 4 pruebas

Fuente: Elaboración propia.

De la figura se puede apreciar lo siguiente:

- Se demuestra que a menor P80 la producción horaria de la pala se incrementa lo cual tiene un impacto positivo para aumentar la producción diaria.
- El uso de la emulsión gasificada y los otros cambios realizados hicieron posible el aumento de la producción horaria de las palas en las pruebas realizadas.

CONCLUSIONES

1. Se demostró las ventajas técnicas y económicas que se obtienen con el uso de la emulsión gasificada en comparación con la emulsión matriz que se usa actualmente al mejorar el P80 hasta un 40%.
2. Se determinó un P80 menor a las 10 pulgadas objetivo (7.54 pulgadas) con el uso de emulsión gasificada.
3. Se incrementó la VOD hasta 5780 mt/seg en una MEC de heavy ANFO 55 utilizando la emulsión gasificada, teniendo una mayor velocidad de la onda de choque y presión de detonación.
4. Se modificó la secuencia de salida de la voladura a diagonal larga para que el burden efectivo sea menor en un 57% que el burden de diseño, esto ayudó a obtener el P80 deseado.
5. Se disminuyó el consumo de los insumos de la MEC (nitrato de amonio y emulsión) por taladro sin afectar la fragmentación deseada, el costo de voladura por taladro se redujo en 4%, pero por la reducción de la malla de perforación el costo total de perforación de voladura se incrementó en 15%.
6. Se demostró que al disminuir el P80 se puede mejorar la producción horaria de los equipos de carguío, esto es un efecto importante que permite llevar mayor cantidad de mineral hacia la planta de chancado.

RECOMENDACIONES

1. Estandarizar el uso de la emulsión gasificada y los cambios realizados en el diseño de la perforación y voladura por los resultados obtenidos en fragmentación.
2. Realizar pruebas con emulsión aluminizada gasificada, que según el proveedor puede generar una VOD mayor a las obtenidas en las pruebas realizadas, con esto se aumentaría la presión de detonación.
3. Demostrar en más pruebas que el uso tiempos cortos entre taladros (hasta 2ms) en detonadores electrónicos mejora interacción de ondas y así mejorar la fragmentación como se vio en la prueba 4.
4. Incrementar costo total de perforación y voladura (US\$/Tm), que representa hasta un 8% del costo operativo, puede ayudar a obtener una mejor fragmentación y reducirlos costos de carguío, acarreo y chancado.
5. Realizar mayor estudio respecto al aumento de productividad horaria de los equipos de carguío y su impacto en la cantidad de mineral chancado por día.

BIBLIOGRAFÍA

- Ames, V., & León, G. (2007). *Tecnología de Explosivos*. (Segunda ed.) Lima, Perú.
- Bampffield, H., & Morrey, W. (1984). *Emulsion explosives. CIM Third Coal Operators' Conference*. Fernie, British Columbia, Canada.
- Cameron, K. (1998). *Tecnología de Voladura de Roca*. Publicaciones Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, Perú.
- Darling, P. (2011). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. *SME Mining Engineering Handbook* (Tercera ed.), Volumen (1). Colorado, Estados Unidos.
- Enaex S. A. (2008). *Manual de Tronadura*. Santiago, Chile.
- Hernández, R. (2014). *Metodología de la Investigación*. (Sexta ed.). Editorial McGraw – Hill. México.
- Katsabanis, T., & Silva, G. (1996). *Tecnología de Explosivos y Técnicas de Voladura*. Publicaciones Universidad Nacional del Altiplano. Facultad de Ingeniería de Minas, Puno.
- Konya, C., & Albarrán, E. (1998). *Diseño De Voladuras*. Ediciones Cuicatli. México 30-60.
- Lizárraga, M. (2006). *Análisis de Geometría Digital de Imágenes en la Evaluación de Fragmentación de voladura de rocas*. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa, Perú.

- Medina, R. (2014). *Evaluación técnico-económica-ecológica de los resultados de las pruebas realizadas usando emulsiones gasificadas en Cuajone – Southern Perú*. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.
- Poma, J. (2012). *Importancia de la fragmentación de la roca en el proceso Gold Mill (Caso Minera Yanacocha)*. (Tesis de pregrado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú.
- Segarra, P. (2003). *Análisis experimental de la Fragmentación, vibraciones y Movimiento de la roca en Voladuras a cielo abierto*. (Tesis doctoral). Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, Universidad Politécnica de Madrid. Madrid, España.
- Vilela, W. (2014). *Análisis de factibilidad para el uso de ANFO Pesado a base de emulsión gasificable en Minera Yanacocha*. (Tesis de pregrado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú.